



Universidad de Cuenca

Facultad de Ingeniería

Escuela de Ingeniería Civil

Tesina previo la obtención  
del título de Ingeniero Civil

## **TEMA: “PERFECCIONAMIENTO DEL SISTEMA DE LABOREO DEL NIVEL PRINCIPAL DE LA MINA SUBTERRÁNEA LIGA DE ORO, SOMILOR S.A”**

**Autor:**

Julio Andrés Fiallos Iglesias

**Tutores:**

Dr. Ing. Rafael Rolando Noa Monje

Dr. Ing. Roberto Cipriano Blanco Torrens

Cuenca, 2013

## Resumen

La presente tesina trata sobre la evaluación y recomendación del sistema de laboreo empleado en el nivel principal de la mina subterránea de Oro SOMILOR S.A. como son la elección de la forma de la sección de la excavación y sus dimensiones, la fortificación, el método de arranque, transporte, elección de equipos entre otras operaciones complementarias

Palabras clave: Laboreo, Mina Subterránea, SOMILOR

## Abstract

The present work talks about the evaluation and recommendation the system of work used in the main level of the underground mine gold SOMILOR SA , includes the choice of form the excavation section and its dimensions, fortification, the bootstrap method, transportation, choice of equipment and other complementary operations

Keywords: Work, Underground Mine, SOMILOR

## ÍNDICE

	pág
LISTA DE FIGURAS .....	4
LISTA DE TABLAS .....	5
INTRODUCCIÓN .....	8
CAPITULO 1. Estado actual del arte .....	11
1.1 Marco Teórico .....	11
a) La ubicación más adecuada para la excavación. ....	11
b) Estabilidad del macizo rocoso.....	11
c) Determinación de la Forma de la sección .....	13
d) Dimensiones de la sección.....	13
e) Elección de la fortificación .....	13
f) Determinación del método de arranque .....	13
g) Organización de trabajo y elección de equipos de acuerdo al método elegido y a las condiciones presentadas.....	15

h) Seguridad .....	16
1.2 Situación Actual del tema en el mundo .....	16
1.3 Situación Actual del Tema en Ecuador .....	19
CAPITULO 2. Caracterización Físico - Geográfica de la región de estudio .....	20
2.1 Ubicación geográfica y Acceso .....	20
2.2 Aspectos Socioeconómicos .....	23
2.3 Clima .....	23
2.4 Vegetación .....	23
2.6 Génesis y mineralización .....	26
2.7 Tectónica .....	27
2.8 Hidrología .....	28
CAPITULO 3. Análisis del proceso de laboreo utilizado en el nivel principal de la mina subterránea liga de oro, SOMILOR S.A. ....	29
3.1 Ubicación de la mina subterránea liga de oro, SOMILOR S.A. dentro del sector mineralizado. ....	29
3.2 Calidad del macizo rocoso. ....	29
3.3 Forma de la Sección .....	32
3.4 Dimensión de la sección .....	32
3.5 Fortificación .....	36
3.8 Seguridad .....	40
CAPITULO 4. Propuesta del sistema de laboreo .....	42
4.1 La ubicación más adecuada para la excavación .....	42
4.2 Estabilidad del macizo rocoso .....	42
4.4 Cálculo de la sección transversal de la excavación .....	43
4.5 Elección del Método de Arranque .....	48
4.6 Organización de trabajo y elección de equipos de acuerdo al método elegido y a las condiciones presentadas .....	49
Ventilación .....	54
4.7 Ciclograma de Trabajo: .....	62
CONCLUSIONES .....	66
RECOMENDACIONES .....	66
BIBLIOGRAFIA .....	67

## LISTA DE FIGURAS

	Pág
Figura 1: Zonas de Concentración de la minería en el mundo .....	16
Figura 2: Comparación entre la potencia vs el tiempo entre la fragmentación eléctrica, explosivos y arranque mecánico.....	18
Figura 3: Ubicación de la provincia de Azuay dentro de Ecuador .....	20
Figura 4: Ubicación del cantón Camilo Ponce Enríquez dentro de la provincial del Azuay .....	21
Figura 5: Ubicación de Bella Rica.....	21
Figura 6: Ruta de Cuenca a Ponce Enríquez .....	22
Figura 7: Mapa de acceso desde entrada al Recinto La López hasta el campamento Liga de Oro. 22	
Figura 8: Vegetación del perímetro de SOMILOR S.A. ....	24
Figura 9: Mapa Geológico simplificado del sector occidental del Distrito Azuay .....	25
Figura 10: Geología Local del área de SOMILOR S.A. ....	26
Figura 11: Mapa tectónico de la zona del proyecto .....	27
Figura 12: Mapa Hidrológico del perímetro de SOMILOR S.A.....	28
Figura 13: Parámetros para el diseño de la sección.....	35
Figura 14: Diseño de la sección .....	35
Figura 15: Fortificación con hormigón armado in situ .....	36
Figura 16: Sección con fortificación mixta acero y hormigón .....	37
Figura 17: Fortificación con anclajes .....	37
Figura 18: Trabajos de perforación .....	38
Figura 19: Batería de 88 voltios.....	39
Figura 20: Locomotora eléctrica del nivel principal para transporte .....	40
Figura 21: Locomotora eléctrica para transporte de personal .....	40
Figura 22: Relación entre la clasificación de Bienawski y Lauffer .....	42
Figura 23: Características técnicas de la cargadora neumática .....	44
Figura 24: Sección de la Excavación .....	46
Figura 25: Características del perfil UPN 80.....	46
Figura 26: Dimensiones de la sección de proyecto .....	48
Figura 27: Q vs RMR para elegir el método de arranque según Abdullatif y Crudden .....	48
Figura 28: Q vs RMR de la mina SOMILOR para elegir el método de arranque según Abdullatif y Crudden.....	49
Figura 29: Campos de aplicación de los métodos de perforación en función de la resistencia de las rocas y diámetros de los barrenos.....	50
Figura 30: Perforadora BBD 94 DSI.....	51
Figura 31: Esquema del nivel principal de la mina SOMILOR S.A.....	57

## LISTA DE TABLAS

	pág
Tabla 1: Parámetros de clasificación RMR .....	30
Tabla 2: Valores de los parámetros para el cálculo de RMR.....	30
Tabla 3: Corrección por orientación de la excavación .....	31
Tabla 4: Calidad del Macizo rocoso según su RMR .....	32
Tabla 5: Parámetros para el diseño de la sección transversal .....	33
Tabla 6: Parámetros para el dimensionamiento de la sección .....	43
Tabla 7: Elección del diámetro de perforación en función del área de excavación .....	49
Tabla 8: Especificaciones técnicas de la máquina perforadora BBD 94 DSI .....	51
Tabla 9: Gasto específico de sustancia explosiva en función de la fortaleza de las rocas y el área de la sección de excavación.....	52
Tabla 10: Características técnicas de Emulse 720.....	53
Tabla 11: Coeficiente de cargas de los barrenos para un diámetro y fortaleza dadas .....	54
Tabla 12: Flujo de aire requerido por persona con respecto a la altitud del proyecto.....	56
Tabla 13: Factor de esponjamiento .....	61
Tabla 14: Categoría y número de mineros para cada ciclo de trabajo .....	62
Tabla 15: Ciclograma de trabajo .....	65



## UNIVERSIDAD DE CUENCA

Fundada en 1867

Yo, Julio Andrés Fiallos Iglesias, autor de la tesis **"PERFECCIONAMIENTO DEL SISTEMA DE LABOREO DEL NIVEL PRINCIPAL DE LA MINA SUBTERRÁNEA LIGA DE ORO, SOMILOR S.A."**, reconozco y acepto el derecho de la Universidad de Cuenca, en base al Art. 5 literal c) de su Reglamento de Propiedad Intelectual, de publicar este trabajo por cualquier medio conocido o por conocer, al ser este requisito para la obtención de mi título de Ingeniero Civil. El uso que la Universidad de Cuenca hiciere de este trabajo, no implicará afección alguna de mis derechos morales o patrimoniales como autor.

Cuenca, 10 Septiembre de 2013

Julio Andrés Fiallos Iglesias  
0103720819



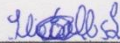


## UNIVERSIDAD DE CUENCA

Fundada en 1867

Yo, Julio Andrés Fiallos Iglesias, autor de la tesis **"PERFECCIONAMIENTO DEL SISTEMA DE LABOREO DEL NIVEL PRINCIPAL DE LA MINA SUBTERRÁNEA LIGA DE ORO, SOMILOR S.A"**, certifico que todas las ideas, opiniones y contenidos expuestos en la presente investigación son de exclusiva responsabilidad de su autor.

Cuenca, 10 septiembre de 2013



Julio Andrés Fiallos Iglesias.  
0103720819

---

*Cuenca Patrimonio Cultural de la Humanidad. Resolución de la UNESCO del 1 de diciembre de 1999*

Av. 12 de Abril, Ciudadela Universitaria, Teléfono: 405 1000, Ext.: 1311, 1312, 1316  
e-mail [cdjbv@ucuenca.edu.ec](mailto:cdjbv@ucuenca.edu.ec) casilla No. 1103  
Cuenca - Ecuador

## AGRADECIMIENTO

Primero agradezco al Dios C.D., así como a los Ingenieros Jaime Maldonado y Richard Reza, a mis tutores y a la Dra. Maday Cartaya, ya que gracias a su ayuda y apoyo pude terminar satisfactoriamente esta tesina

## INTRODUCCIÓN

Según la Real Academia de la Lengua se define al laboreo como el arte de explotar las minas, haciendo las labores o excavaciones necesarias, fortificándolas, disponiendo el tránsito por ellas y extrayendo los minerales aprovechables.

Esto se complementa con el transporte, procesos de lavado, fundiciones y, por último, la comercialización.

Ya desde época romana se empezó a utilizar picos, mazas y cuñas en las labores mineras. También los egipcios aplicaron la técnica de fuego y agua para resquebrajar la roca. En la minería moderna los mineros trabajaban a base de martillos perforadores barrenos para después llenarlos con explosivos y detonar la roca, luego de ello se procedía a sanear la pared y a triturar las rocas explotadas para poder cargarlas en las tolvas en primer lugar y, más tarde, en vagonetes para llevar el material al exterior.

Estos sencillos procesos de laboreo hicieron que la mayoría de empresarios mineros apenas invirtieran recursos económicos en el desarrollo tecnológico de sus explotaciones, limitándose a conseguir el mineral, lavarlo, clasificarlo y comercializarlo olvidándose de esta manera de la tecnificación y modernización para sus proyectos

El laboreo se lo hace en todo tipo de macizo rocoso es por ello que el problema surge en escoger el método de laboreo más adecuado para caso y condiciones dadas.

En nuestro país existe un gran número de minas, las cuales han sido laboreadas sin estudios técnicos previos que garanticen el correcto funcionamiento de sus operaciones

El presente trabajo se basó en la información adquirida durante la revisión bibliográfica así como investigaciones realizadas por otros autores

La información obtenida es amplia, debido a que muchos de los macizos de la mina SOMILOR S.A. han sido estudiados en investigaciones de la rama, los que han enfocado el análisis desde el punto de vista geomecánico



## **Objeto de Estudio**

Sistema de laboreo empleado en el nivel principal de la mina subterránea de oro SOMILOR S.A.

## **Planteamiento del Problema**

Necesidad de perfeccionar el método de laboreo utilizado en el nivel principal de la mina de oro SOMILOR S.A. con la adecuada fundamentación científico- técnica

## **Hipótesis de Trabajo**

Si se determinan las propiedades y comportamiento del macizo rocoso, se tienen en cuenta los aspectos que influyen en el proceso de laboreo de excavaciones subterráneas en el nivel principal de la mina de oro SOMILOR S.A. así como el análisis del equipamiento empleado para tales fines, se puede perfeccionar el sistema de laboreo utilizado en cuestión

## **Objetivo General**

Perfeccionar el sistema de laboreo empleado en el nivel principal de la mina de oro SOMILOR S.A.

## **Objetivos Específicos**

1. Determinación y evaluación de las características geomecánicas del macizo rocoso
2. Caracterización del proceso de laboreo empleado actualmente
3. Demostración de la validez o no del proceso de laboreo utilizado actualmente en el nivel principal de la mina

## **Resultados Esperados**

1. Conocer el comportamiento del macizo rocoso
2. Evaluar del proceso de laboreo empleado actualmente
3. Confirmar o no el proceso de laboreo utilizado actualmente en el nivel principal de la mina

## **Planificación de la investigación**

La investigación se la realizo mediante etapas, las mismas que se detallan a continuación:

Primera Etapa: Se obtuvo la información existente de la mina SOMILOR

Segunda Etapa: Se realizó una primera visita a la mina para conocer los diferentes sectores de la misma

Tercera Etapa: Se analizaron y valoraron los resultados obtenidos en base a la información de la mina

Cuarta Etapa: Se visitó por segunda vez la mina para definir el objeto de estudio

Quinta Etapa: Con el objeto de estudio definido se procedió a la revisión bibliográfica correspondiente al tema

Sexta Etapa: En base a los estudios de la mina , a la revisión bibliográfica y el objeto de estudio se procedió a dar las propuestas del caso lo que conllevó a las debidas conclusiones y recomendaciones

## **CAPITULO 1. Estado actual del arte**

### **1.1 Marco Teórico**

Se define el Laboreo de Minas como el conjunto de conocimientos relativos a los métodos, sistemas, procesos, máquinas e instrumentos que permitirán la extracción de la materia prima necesaria para la obtención de unos productos minerales, según aquellas especificaciones establecidas en su comercialización y en base a unos criterios económicos. (Plá, F. y Herrera, J. 2002)

Se deben poseer varios conocimientos para realizar el correcto Laboreo de Minas como se indica a continuación (Dr. Ing Rafael Noa Monjes):

- a) La ubicación más adecuada para la excavación.
- b) Estabilidad del macizo rocoso
- c) Determinación de la forma de la sección
- d) Dimensiones de la sección.
- e) Elección de la fortificación
- f) Determinación del método de arranque
- g) Organización de trabajo y elección de equipos de acuerdo al método elegido y a las condiciones presentadas
- h) Seguridad

#### **a) La ubicación más adecuada para la excavación.**

En lo posible se debe procurar que la orientación de la excavación sea la más propicia con respecto a las superficies de debilitamiento estructural que tenga el macizo.

Esto no siempre se cumple en el caso de excavaciones mineras, ya que la ubicación de ellas en gran medida está condicionada por las condiciones de yacencia del cuerpo mineral. (Dr. Ing. Rafael Noa Monje)

#### **b) Estabilidad del macizo rocoso**

En 1958 Lauffer realiza un estudio sistemático sobre el tiempo que permanecían estables las excavaciones en diferentes tipos de roca, incluso en minas abandonadas, la clasificación se basa en la Longitud libre que es la menor de las dos dimensiones, diámetro o altura de la excavación abierta sin revestimiento y en el Tiempo de estabilidad que es el tiempo que permanece sin desmoronarse la longitud libre anteriormente definida. La clasificación de Lauffer está bastante

extendida en países germánicos, principalmente porque fue utilizada por Racciewicz y Muller para la definición de sostenimientos aplicando el “Nuevo Método Austríaco”. El inconveniente que plantea esta clasificación es la dificultad en determinar los parámetros que la definen, si no se tienen abiertas excavaciones de distintas longitudes libres, para los tiempos de estabilidad correspondientes. En general, se estiman los tipos de roca basados en la experiencia, o a partir de datos obtenidos en galerías de reconocimiento (si las hay) De todas formas se trata de una clasificación, que puede prestarse más que otras a la interpretación subjetiva, y que su arraigo se debe principalmente a la difusión que de ella se ha dado a partir de su empleo en el “Nuevo Método Austríaco”.

Para el año de 1973 Bienawski propone el índice de calidad del macizo rocoso llamado RMR esta clasificación fue publicada por su autor en 1973 y ha sido ligeramente modificada en el año 1976 y 1979 entre estas 2 últimas publicaciones no existe diferencia en la estructura y valoración de los parámetros es por ello que se hablara solamente de las dadas en las publicaciones de 1973 y 1979. El valor del índice de calidad del macizo (RMR) se define como la suma de 8 calificaciones que valoran la influencia de otros tantos parámetros: Resistencia de la roca sana, RQD, Alteración, Espaciamiento entre diaclasas, Continuidad de las diaclasas, Apertura de las diaclasas, Presencia de agua y Disposición de las juntas (dirección y buzamiento). La valoración de estos parámetros se indica en una tabla, así como los 5 diferentes tipos de roca en que se clasifican los macizos rocosos, dependiendo del valor total del RMR, y el tiempo que puede permanecer abierta una longitud determinada de excavación sin entibación.

En 1979 se presenta una forma de obtener el valor del RMR por la suma de 5 parámetros en vez de los 8 considerados en 1973 con una reducción que se establece en función de la disposición de las juntas En realidad la diferencia entre las dos clasificaciones (1973 y 1979) estriba, en que se ha agrupado en uno, tres de los parámetros correspondientes al estado de las diaclasas, y se han asignado valores negativos a la disposición de las mismas, excepto en el caso de “muy favorables”.

Existe una vinculación entre la clasificación de Bienawski y la de Lauffer

En la década de los 70 Bulichev desarrollo un método para valorar la estabilidad de los macizos dado por el índice de calidad de las rocas (S) en los que se toma en cuenta la fortaleza de la roca, el grado de agrietamiento en influencia con la estabilidad, la abertura de las grietas no rellenas, la dirección de la excavación con respecto a la del sistema de grietas más desarrollados. (Dr. Ing. Roberto Blanco Torrens)

### **c) Determinación de la Forma de la sección**

Se establece en dependencia de una serie de factores (Dr. Ing. Rafael Noa Monje):

- Geo mecánica del Macizo Rocoso.
- Magnitud y dirección de la presión minera.
- Estado en que se encuentra el macizo.
- Tiempo de explotación que se le planifica a la excavación.
- Tipo de fortificación que se piensa emplear. Si las excavaciones no se piensan fortificar (por presentar buenas condiciones de estabilidad), se les debe dar a su sección la forma más estable posible

### **d) Dimensiones de la sección**

Las dimensiones dependen de una serie de factores, los principales son (Dr. Ing. Rafael Noa Monje):

- Dimensiones de los equipos y de la fortificación que se vaya a emplear
- Forma en que transita el personal por ella.
- Cantidad de aire que debe pasar por la excavación. ( $\leq 8 \text{ m/s}$ )
- Tamaño del yacimiento del mineral

### **e) Elección de la fortificación**

En 1996 surgió la clasificación del macizo rocoso mediante el RMI (Rok Mass Index), propuesto por Palmstron , a partir de la resistencia a la compresión simple de las rocas. Este índice permite caracterizar los macizos rocosos y calcular el sostenimiento en las excavaciones subterráneas (Dr. Ing Rafael Noa Monjes)

### **f) Determinación del método de arranque**

La primera clasificación de los macizos rocosos respecto a la excavabilidad, fue propuesta por Franklin en 1971. Se basa en el espaciamiento entre fracturas y la resistencia a la compresión simple de las rocas, parámetros que son obtenidos de los testigos del sondeo.

Louis en 1974 presentó una clasificación basada en el RQD y la resistencia a la compresión simple de las rocas, pero este criterio no se puede utilizar en la actualidad a causa del bajo límite asignado a la excavación mecánica, pero en todo caso el concepto en que se basa es correcto.

Basándose en la clasificación de Louis, Romana Ruiz en 1981 presentó una nueva clasificación, la cual estaba más adaptada a las capacidades tecnológicas de la maquinaria de excavación. En 1993 esta clasificación fue presentada en su versión más actualizada, con la cual se logró una mayor difusión del método

Según Romana, esta clasificación es indicativa y debe usarse en la fase de estudios previos o anteproyectos de obras.

En 1982 Kirsten propone un sistema de clasificación para la excavación de los macizos rocosos, basado en la determinación de un índice de excavabilidad. Abdullatif y Crudden (1983) en una investigación llevada a cabo en 23 proyectos, donde se realizaba el arranque de las rocas con medios mecánicos y voladuras, estimaron que la excavación es posible hasta un RMR de 30 y ripable hasta 60. Los macizos clasificados como mejores o de calidad buena el sistema RMR deben ser objeto de perforación y voladura, estos autores observaron un salto en el valor de Q; a partir de 0,14 los macizos eran excavables, y a partir de 1,05 debían ser ripados, lo que puede ser debido a la mala adecuación del sistema de clasificación de Q a las operaciones de arranque.

En 1984 aparece un nuevo índice de excavabilidad (IE), el cual fue propuesto por Scoble y Muftuoglu, esta clasificación consiste en la combinación de cuatro parámetros geomecánicos: resistencia a la compresión simple, extensión de la meteorización, distancia entre grietas y planos de estratificación. En esta clasificación se tiene en cuenta el efecto reductor de la resistencia, de las discontinuidades o incluso de la matriz rocosa, lo que se obtiene a partir de la meteorización, también se hace una valoración del tamaño medio de los bloques, siendo este uno de los parámetros que mayor influencia tiene en la excavación.

Otra clasificación de excavabilidad o método empírico, fue propuesta en 1988, por Hadjigeorgiou y Scoble, la que se basa al igual que la clasificación anterior en la obtención de un índice de excavabilidad (IE). Estos autores proponen la combinación de varios parámetros geomecánicos.

En estas dos últimas clasificaciones los autores tienen en cuenta dos factores que juegan un rol muy importante en el proceso de laboreo, ya que estos condicionan la propagación de la rotura a través del material, la resistencia de la roca y el tamaño de los bloques, los cuales constituyen el núcleo o estructura básica del sistema de clasificación, pero no se tiene en cuenta al igual que en otras clasificaciones, el coeficiente de abrasividad y otros parámetros que también influyen en el proceso de arranque. (Dr. Ing. Rafael Noa Monje)



**g) Organización de trabajo y elección de equipos de acuerdo al método elegido y a las condiciones presentadas**

La organización de trabajo y elección de los equipos depende principalmente del método de arranque elegido.

Para el caso de voladura se deben tomar en consideración los siguientes trabajos:

- Trabajos de perforación y explosivos. (Elección de los equipos de perforación, de los barrenos., eliminación del polvo, carga de los barrenos y realización de la explosión)
- Ventilación del frente de trabajo. (Entrada de aire fresco y salida del contaminado lo más pronto posible)
- Saneamiento del frente. (El estado de macizo rocoso se comprueba dándole golpes y se procede a retirar los pedazos de rocas que estén separados del techo, lados y del frente de la excavación así como la inspección por si algún cartucho no haya explotado)
- Carga y Transporte de la roca (Elección del método adecuado de transporte, rompimiento de los pedazos grandes, mullido de la roca y transporte de la carga ya separada)
- Instalación de la fortificación (Se realiza de acuerdo al pasaporte de fortificación)

Paralelamente a las operaciones principales se realizan las auxiliares: instalación de fortificación temporal, iluminación, trabajos topográficos, construcción y mantenimiento de zanjas de desagüe, alargamiento de vías, instalación de ventilación, etc.

Cuando se determina medios mecánicos para el arranque se deben tomar en cuenta las siguientes actividades:

- Arranque de las rocas
- Carga y transporte
- Instalación de la fortificación permanente
- En los trabajos de explosión siempre debe estar a cargo un minero de experiencia

Como se puede ver se ahorra 2 actividades en comparación al caso anterior

## h) Seguridad

Como seguridad para las labores de una mina subterránea se deben mencionar los siguientes aspectos:

- Un minero nunca puede estar solo en una actividad por más fácil que sea
- Siempre los mineros deben llevar su equipo completo (mascarilla, tapones, guantes, botas, casco y gafas en caso de ser necesario)

### 1.2 Situación Actual del tema en el mundo

En los últimos tiempos ha existido un gran número de regulaciones, restricciones e incentivos los que han causado la aparición de los puntos de concentración en la minería mundial como son los casos de América Latina, del Lejano Oriente, de África del Sur y la CEI, antigua Unión Soviética los mismos que se presentan en la figura 1



Figura 1: Zonas de Concentración de la minería en el mundo  
Fuente: Plá, F., Herrera, J. y López, M. (2002). Curso de Laboreo II y Explosivos. Madrid, España: Universidad Politécnica de Madrid

### Menores Ciclos de Carga

De las 8 a 10 cubadas que se necesitan para cargar un gran volquete con una excavadora eléctrica normal, se está produciendo una clara tendencia hacia las 3-4 cubadas en un tiempo próximo a los 2 minutos. Este ciclo era lo normal en las unidades de transporte de 35 a 85 toneladas, hace años, y con la aparición de las grandes unidades se aceptaron unos mayores ciclos de carga para no cambiar la máquina de carga. Hoy muchas minas están reconsiderando la posibilidad de cargar volquetes de las 200 toneladas en un ciclo de 2/3 minutos, empleando para ello unas mayores máquinas de carga

## **Mayor utilización**

El aumento de la competencia entre las minas, junto con la consolidación y reconversión entre las grandes y las chicas ha dado lugar a unos análisis muy precisos de los costos mineros por parte de los controladores financieros. Ello ha conducido a una reducción de las máquinas en reserva y a una deseada recuperación anticipada del capital invertido, lo que ha obligado a unas mayores utilizaciones de los equipos que han pasado de las antiguas 4500-5000 horas por año a las 6500 horas y más (Plá, F.,Herrera, J. y López, M. 2002).

## **El compromiso in situ del distribuidor**

Algunas minas suministran instalaciones de almacenes para los repuestos y talleres para efectuar el mantenimiento a los suministradores de los equipos, ya que ambos deben de compartir el objetivo común de mejorar la utilización horaria de la maquinaria para lo que se necesitará un mayor conocimiento especializado, además de usar la capacidad técnica del vendedor (Plá, F.,Herrera, J. y López, M. 2002).

## **La fragmentación eléctrica**

El Plasma es una sustancia nueva que marca un hito en la fractura de rocas. Realizando un trabajo similar en la roca a los de una voladura convencional, pero con resultados en los efectos no deseados de una voladura con explosivos con ventajas comparativas, como dentro de otros parámetros las casi nulas, vibraciones, ruido y cero gases tóxicos.

Este revolucionario producto para la fractura de roca en aplicaciones mineras, tiene diversas ventajas siendo una de las más importantes la integración en los diferentes procesos donde es utilizada esta tecnología permitiendo dar una tremenda continuidad a las operaciones. El plasma es una mezcla de sales metálicas que por medio de una chispa eléctrica realiza una reacción exotérmica, generando una elevada temperatura que permite aumentar el volumen de gas a una gran presión, permitiendo realizar la fractura de la roca, al momento que se fractura el medio (se abre) el plasma pierde la estanquidad disminuyendo todo su efecto a cero. Este trabajo se realiza con el plasma totalmente confinado dentro de la roca, si está al aire libre no funciona.

El Plasma es de procedencia coreana, esta tecnología va a facilitar dar respuestas a trabajos y procesos que hoy el explosivo tradicional no permite los resultados esperados, utiliza un alto nivel de potencia, pero aplicada en un corto período de

tiempo, por lo que es más eficiente en consumo energético que la fragmentación producida por medios mecánicos o por medios de voladuras con explosivos como se muestra en la figura 2

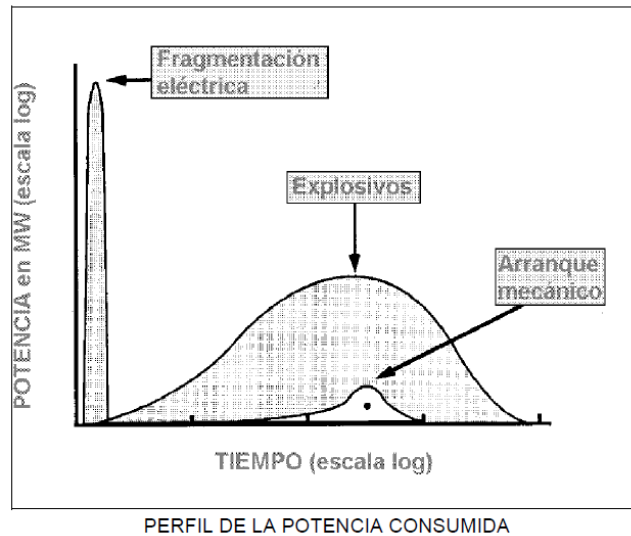


Figura 2: Comparación entre la potencia vs el tiempo entre la fragmentación eléctrica, explosivos y arranque mecánico

Fuente: Plá, F., Herrera, J. y López, M. (2002). Curso de Laboreo II y Explosivos. Madrid, España: Universidad Politécnica de Madrid.

Otra ventaja es que el producto no requiere permisos de ningún tipo para manipulación, transporte, almacenamiento, etc. No requiere de evacuación de la zona de trabajo (gran diferencia con el explosivo y una ventaja enorme en términos de productividad), si el plasma está considerado desde el diseño del proceso o trabajo de la mina, las exigencias serán menores en lo referido a seguridad, tiempos del proceso, materiales a utilizar, etc. Referido a la instalación del producto, los tiempos son similares, donde tiene una disminución es que generalmente el proceso descrito para la operación se puede realizar en forma simultánea con otras disminuyendo el tiempo en el ciclograma de trabajo. Existen dos minas subterráneas en Chile que ocupan esta tecnología como El Teniente y El Salvador a las que se suman algunos proyectos en Brasil y Perú.

### **Datos sobre algunas de las minas más grandes y profundas en el mundo**

La mina más profunda de oro del mundo se encuentra en Sudáfrica a 3.6 km debajo de la superficie terrestre y cuyo nombre es Tau Tona, para ingresar a la mina se debe bajar por un ascensor a gran velocidad, las secciones son variables existen trapezoidales y abovedadas, en cuanto a las dimensiones también son cambiantes, la veta solo posee 0.90 m de altura lo que dificulta los trabajos de los mineros, el macizo posee grandes estabilidades por lo que se lo fortifica con un

método novedoso que es relleno compuesto por la misma roca extraída, este da gran flexibilidad resistencia y además ocupa poco espacio antiguamente se utilizaban elementos de madera pero debido al gran calor que existe a estas profundidades ardían sin necesidad de chispa, el método de arranque utilizado es mediante voladura, la iluminación es con luminarias ubicadas en el techo de las excavaciones y el transporte se lo hace mediante vagones. La ventilación se la realiza mediante grandes maquinas así como la refrigeración ya que de no existir las temperaturas alcanzan los 50 grados centígrados

En las minas de oro Corrales ubicadas a 450 km de Montevideo las secciones son abovedadas y de gran dimensión gracias a ello entran máquinas de gran tamaño tanto para el arranque como para el transporte



### **1.3 Situación Actual del Tema en Ecuador**

En nuestro país se escoge la ubicación siguiendo la veta de oro, las secciones son abovedadas y trapezoidales las dimensiones de la sección son variables, la orificación en las minas de Portovelo se realiza con a acero mientras que en Bella Rica se las realiza principalmente con madera aunque algunas son complementadas o reemplazadas con acero debido a las malas condiciones en que se encuentran, el método de arranque es con voladura, el transporte mediante vagones , la ventilación con tubería de aire comprimido, la iluminación mediante lámparas en el techo en ciertas minas de Zaruma y solo con los cascos en el caso de Bella Rica, en cuanto al drenaje se las realiza mediante bombeo y zanjas

## **CAPITULO 2. Caracterización Físico - Geográfica de la región de estudio**

El área comprende 1360 hectáreas mineras de concesión pertenecientes al Distrito Minero Bella Rica y dentro este se encuentra la Sociedad Minera Liga de Oro SOMILOR S.A., que presenta elevaciones desde los 1000 hasta los 1200 msnm

### **2.1 Ubicación geográfica y Acceso**

La Sociedad Minera Liga de Oro, SOMILOR S.A., forma parte de la Cooperativa de Producción Aurífera Bella Rica y está ubicada en el cantón Camilo Ponce Enríquez provincial del Azuay de Ecuador como se indica en las figuras 3, 4 y 5



Figura 3: Ubicación de la provincia de Azuay dentro de Ecuador





Figura 4: Ubicación del cantón Camilo Ponce Enríquez dentro de la provincial del Azuay



Figura 5: Ubicación de Bella Rica  
Fuente: ARCOM

La ruta de acceso desde Cuenca hasta Camilo Ponce Enríquez se muestra en la figura 6

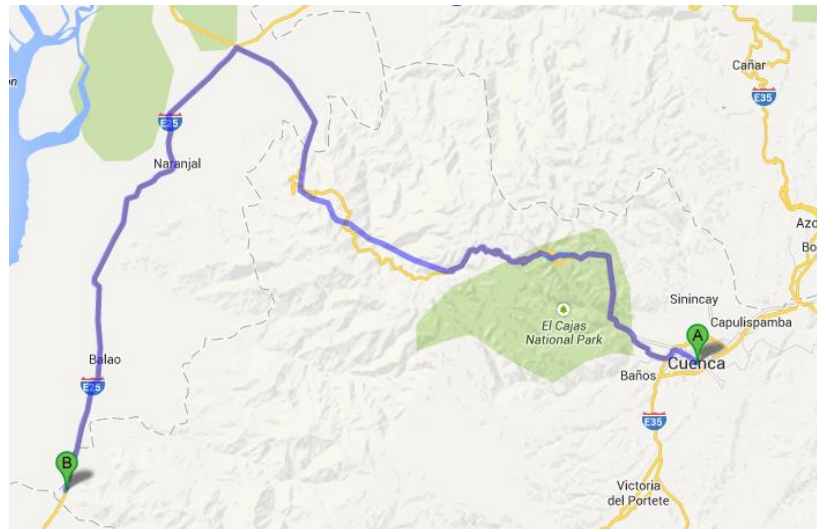


Figura 6: Ruta de Cuenca a Ponce Enríquez  
Fuente: Google Maps

Desde la población Ponce Enríquez hasta la entrada al Recinto La López hay una distancia de 1 Km y desde allí 6.5 Km hasta el campamento de la empresa por una vía lastrada de segundo orden como se presenta en la figura 7

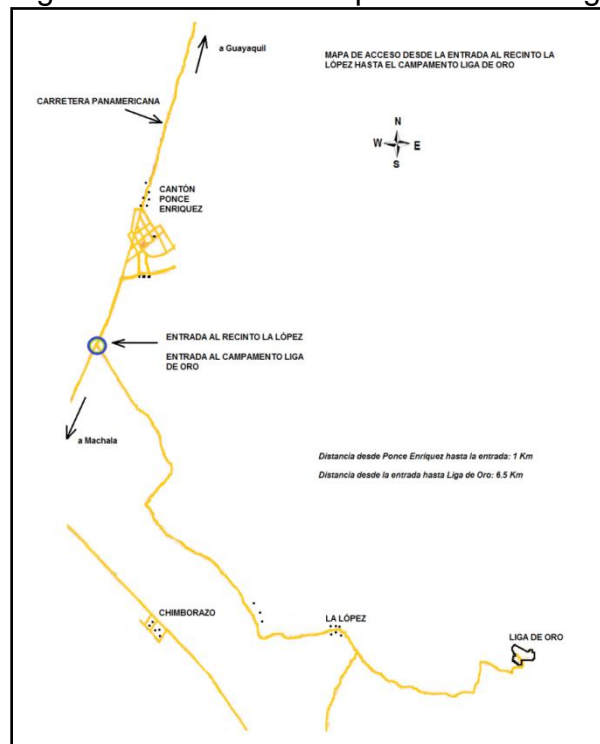


Figura 7: Mapa de acceso desde entrada al Recinto La López hasta el campamento Liga de Oro  
Fuente: Richard Reza y Cristhian Lara

## 2.2 Aspectos Socioeconómicos

La minería es la principal actividad económica a la que se dedican la mayoría de los habitantes de esta jurisdicción, los yacimientos auríferos localizados en Bella Rica, 24 de Enero, Pueblo Nuevo, El Paraíso, Muyuyacu, 3 de Mayo, San Gerardo, Naranjilla y Río Chico, son los sectores donde se encuentran asentados una gran cantidad de mineros.

Es importante la agricultura, considerada como una segunda actividad a la que se dedican los habitantes del centro urbano y periferia de la Ponce Enríquez; se cultivan productos de clima tropical como: cacao, café, banano, maíz, yuca, cítricos y toda clase de frutas tropicales.

Tienen otras actividades, el 10 por ciento se dedican al comercio y dentro de esta actividad, el comercio al por menor es el más importante; el resto de la población, se encuentra ocupada en la rama de los servicios destacándose los servicios de hoteles y restaurantes, transporte, enseñanza y servicio doméstico como los más representativos. (Richard Reza, Cristhian Lara-Tesis "Caracterización geomecánica del macizo rocoso para el diseño de las labores mineras e implementación de un sistema de fortificación en el 5to nivel de producción de la empresa MINERA SOMILOR S.A.")

## 2.3 Clima

Las características climáticas del predio donde se ubica la bocamina son de tipo monzónico, este tipo de clima corresponde las zonas de vida bosque muy seco tropical y el bosque húmedo pre montano, el primero se localiza entre las altitudes 150 y 300 msnm, su clima está caracterizado por una precipitación anual de entre 500 y 1000 mm y su temperatura media anual fluctúa entre 24 y 26°. (Tesis Richard Reza y Cristhian Lara- "Caracterización geomecánica del macizo rocoso para el diseño de las labores mineras e implementación de un sistema de fortificación en el 5to nivel de producción de la empresa MINERA SOMILOR S.A.")

## 2.4 Vegetación

La parte baja de la zona de SOMILOR S.A. contiene bosque muy seco Tropical. Se caracteriza por ser una llanura que contiene gramíneas, vegetación secundaria algo dispersa o en rodales algo extensos y algunas especies aisladas de bosque primario, generalmente ocasionado por la deforestación. La vegetación del perímetro de la zona se ilustra en la figura 8



Figura 8: Vegetación del perímetro de SOMILOR S.A.  
Fuente: Richard Reza y Cristhian Lara

En cuanto a la geología regional el sector es conocido por sus depósitos de Cu – Au – Mo en pórfidos y en vetas, brechas y stockworkepi – mesotermiales desarrollados dentro de rocas de caja volcánicas y que están espacialmente relacionados con pórfidos. Está en un segmento del Terreno Oceánico Pallatanga delimitado por las fallas Bulubulu y Chimbo en sus lados Oriental y Noroeste y por la Falla Jubones en el lado meridional. Hacia el Este y Sur la Unidad Pallatanga está recubierta por materiales volcánicos del Grupo Saraguro. El campo Minero Ponce Enriquez ocupa la parte central de este subdistrito donde la Unidad Pallatanga del Cretácico Medio temprano (pre - Senoniense) está principalmente expuesta y forma una banda casi continua limitada por fallas a lo largo de las estribaciones occidentales de la Cordillera Occidental. La unidad comprende basaltos toleíticos lávicos masivos y almohadillados con intrusiones básicas y cantidades subordinadas de volcanoclastitas, sedimentos pelágicos y rebanadas tectónicas de rocas ultramáficas. La base de esta unidad no está expuesta y, hacia el Este, está cubierta discordantemente por las rocas volcánicas subaéreas, de composición intermedia a silícea calco – alcalina del Grupo Saraguro (Eoceno Medio tardío ó Mioceno Inferior).

El espesor de esta unidad ha sido estimado en más de 1 Km al Este de Ponce Enríquez como se muestra en la figura 9 (Tesis Richard Reza y Cristhian Lara- “Caracterización geomecánica del macizo rocoso para el diseño de las labores mineras e implementación de un sistema de fortificación en el 5to nivel de producción de la empresa minera SOMILOR S.A.”)

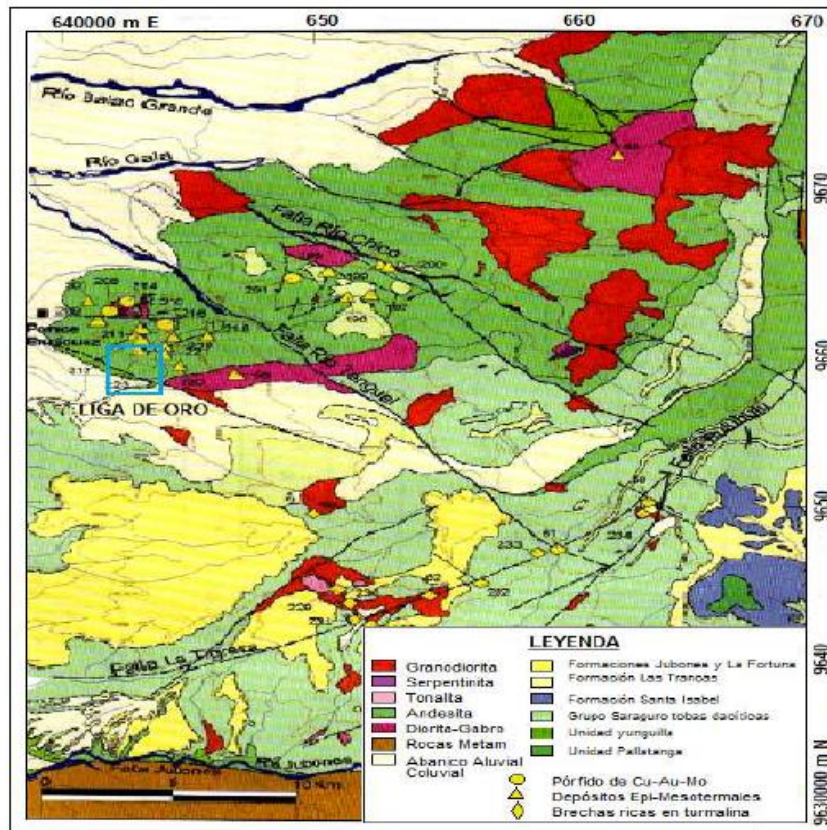


Figura 9: Mapa Geológico simplificado del sector occidental del Distrito Azuay  
Fuente: Richard Reza y Cristhian Lara

En cuanto a la geología local la mineralización está encajada en rocas andesíticas de la Unidad Pallatanga, esta roca intrusiva está formada de fenocristales de plagioclasas y clorita dispuestos en una matriz afanítica o finamente granulada de estructura microcristalina compuesta de magnetita, clorita y disseminaciones de pirita. En la figura 10 se presenta la geología local del área de SOMILOR (Tesis Richard Reza y Cristhian Lara- “Caracterización geomecánica del macizo rocoso para el diseño de las labores mineras e implementación de un sistema de fortificación en el 5to nivel de producción de la empresa MINERA SOMILOR S.A.”)



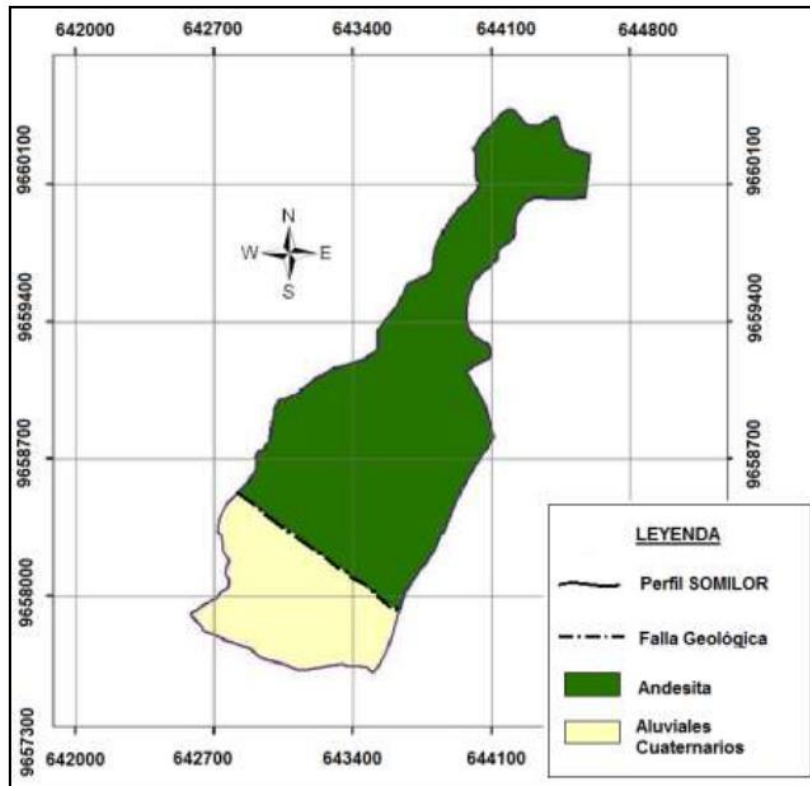


Figura 10: Geología Local del área de SOMILOR S.A.  
Fuente: Richard Reza y Cristhian Lara

## 2.6 Génesis y mineralización

Estas vetas se han originado a partir de fallamientos longitudinales (dirección predominante N – S) en la roca caja que han sido rellenadas con soluciones hidrotermales de naturaleza epi – mesotermal que contiene los siguientes minerales: pirita, calcopirita, pirrotina, arsenopirita, marcasita, galena, oro, cuarzo y carbonatos. Las vetas del yacimiento buzcan hacia el E con ángulo entre 20 y 80 grados. Su potencia no sobrepasa los 0,60 m. En la mina Liga de Oro se han determinado cinco estructuras: Vetilla, La Poderosa, Tortuga, Frente 11 y Frente10, el proyecto se realizó en la estructura del Frente 10. Las alteraciones que están relacionadas a la mineralización son la cloritización, silicificación y piritización en donde se emplazan las vetas. En la muestra de mano analizada en el microscopio binocular se aprecia que los fenocristales plagioclasas se transforman a sericita. Pirita y calcopirita se presentan en la matriz. (Tesis Richard Reza y Cristhian Lara- “Caracterización geomecánica del macizo rocoso para el diseño de las labores mineras e implementación de un sistema de fortificación en el 5to nivel de producción de la empresa minera SOMILOR S.A.”)





## 2.8 Hidrología

El agua en la zona de estudio es de carácter lineal (ríos y arroyos). De acuerdo a la densidad de corrientes y forma de la cuenca ésta es de textura media. La forma en ángulos rectos con que los drenajes convergen en la Quebrada La Florida y esta a su vez desagua en el río Margarita da lugar a la cuenca de drenaje rectangular, posiblemente controladas por las fracturas y las discontinuidades de las rocas del lecho del río. Esta forma de drenaje también es propia de una cubierta fina del suelo. El mapa hidrológico del perímetro de SOMILOR se presenta en la figura 12 (Richard Reza, Cristhian Lara-Tesis “Caracterización geomecánica del macizo rocoso para el diseño de las labores mineras e implementación de un sistema de fortificación en el 5to nivel de producción de la empresa MINERA SOMILOR S.A.”)

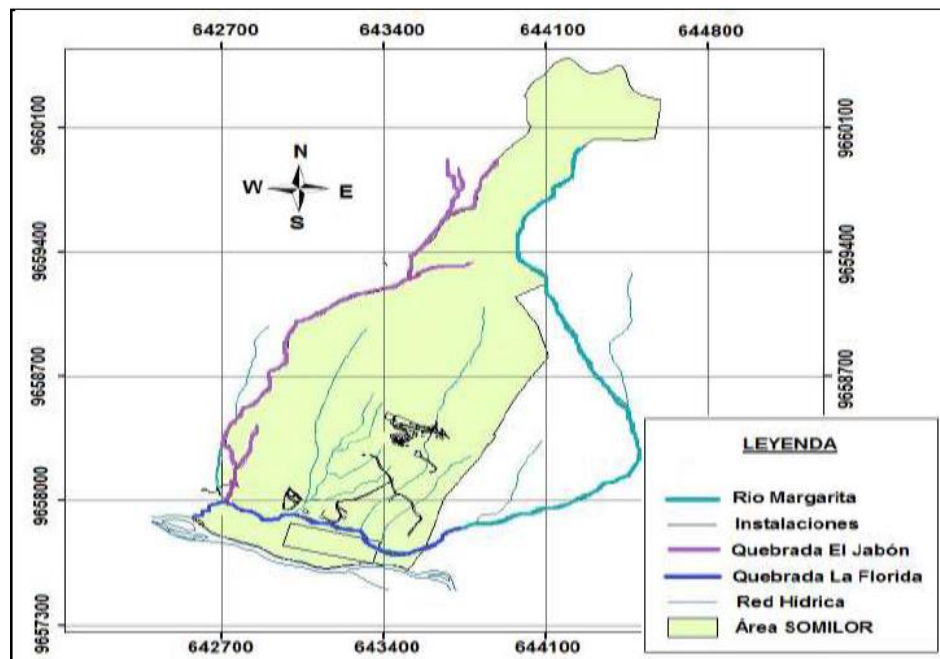


Figura 12: Mapa Hidrológico del perímetro de SOMILOR S.A.  
Fuente: Richard Reza y Cristhian Lara

### **CAPITULO 3. Análisis del proceso de laboreo utilizado en el nivel principal de la mina subterránea liga de oro, SOMILOR S.A.**

Antes de iniciar un proyecto de construcción subterránea, es necesario conocer las características del macizo rocoso, además el tipo de mineralización genera una inestabilidad de la roca que impide realizar los trabajos con normalidad. Así, al caracterizar el macizo rocoso existe la posibilidad de aprovechar las ventajas que el mismo brinda y estar preparados para los inconvenientes que se presenten en ciertos sectores de las labores a fin de evitar los accidentes y daños a las instalaciones. A continuación se realizara un análisis de los criterios fundamentales tomados en cuenta para el sistema de laboreo utilizado actualmente en la mina:

#### **3.1 Ubicación de la mina subterránea liga de oro, SOMILOR S.A. dentro del sector mineralizado.**

La ubicación de la mina fue determinada para seguir la dirección de la veta de oro, la misma que posee un rumbo N-S. El buzamiento de la veta está dirigido hacia el este y su inclinación varía desde 30° a 40°.

#### **3.2 Calidad del macizo rocoso.**

La calidad del macizo rocoso se determinó aplicando la clasificación geomecánica de Bieniawski de 1979, la cual estima la calidad de las rocas a través del índice RMR (Rock Mass Rating) el mismo que toma en cuenta 5 parámetros: Resistencia de la roca, RQD, Separación entre diaclasas, Estado de las diaclasas y Presencia de agua para luego sumarlos y dar un valor de RMR básico como se indica en la tabla 1 y 2

PARÁMETROS DE CLASIFICACIÓN									
1	Resistencia de la matriz rocosa (Mpa)	Ensayo de carga puntual	>10	10-4	4-2	2-1			
		Compresión simple	>250	250-100	100-50	50-25	25-5	5-1	<1
		Puntaje	15	12	7	4	2	1	0
2	RQD (%)		100-90	90-75	75-50	50-25	<25		
	Puntaje		20	17	13	6	3		
3	Separación entre diaclasas		>2	2-0,6	0,6-0,2	0,2-0,06	<0,06		
	Puntaje		20	15	10	8	5		
4	Estado de las discontinuidades	Longitud de la discontinuidad (m)	<1	1-3	3-10	10-20	>20		
		Puntaje	6	4	2	1	0		
		Abertura (mm)	0	<0,1	0,1-1,0	1-5	>5		
		Puntaje	6	4	2	1	0		
		Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Ondulada	Suave		
		Puntaje	6	5	3	1	0		
		Relleno	Ninguno	Relleno duro <5mm	Relleno duro >5mm	Relleno blando <5mm	Relleno blando >5mm		
		Puntaje	6	4	2	2	0		
		Alteración	Inalterada	Ligeramente alterada	Moderadamente alterada	Muy alterada	Descompuesta		
		Puntaje	6	5	3	1	0		
5	Agua freática	Caudal por 10m de túnel	Nulo	<10 lt/min	10-25 lt/min	25-125 lt/min	>125 lt/min		
		Relación: Presión de agua/Tensión	0	0-0,1	0,1-0,2	0,2-0,5	>0,5		
		Estado general	Seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Goteando	Agua fluyendo		
		Puntaje	15	10	7	4	0		

Tabla 1: Parámetros de clasificación RMR

Parámetro		Valor
Resistencia de la roca		7
RQD		17
Separación entre diaclasas		14
Estado de las discontinuidades	Longitud de la discontinuidad= 2.7	20
	Abertura= 3.2	
	Rugosidad= 4.1	
	Relleno= 4.5	
	Alteración= 5.5	
Presencia de agua		7

Tabla 2: Valores de los parámetros para el cálculo de RMR

La suma de los 5 valores da un RMR básico de 65

Luego de determinar el RMR básico, se procedió a corregir el valor obtenido por la orientación de las discontinuidades con respecto al sentido de la excavación. Como se indica en la tabla 3

CORRECCIÓN POR ORIENTACIÓN						
A favor del Buzamiento		Contra el Buzamiento		Paralela al eje de la Clave		<20° de buzamiento
45° a 90°	20° a 44°	45° a 90°	20° a 44°	45° a 90°	20° a 44°	
MF	F	M	D	MD	D	D
Muy favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy desfavorable	Desfavorable	Desfavorable
CORRECCIÓN EN TÚNELES						
0	-2	-5	-10	-12	-10	-10

Tabla 3: Corrección por orientación de la excavación

La orientación de la excavación esta de 30 a 40 grados a favor del buzamiento por lo que da un valor de -2, por lo anterior descrito el valor del RMR= 65-2= 63

**RMR = 63**

Cuando se ha obtenido el valor del RMR, se procedió a clasificar al macizo rocoso en función del valor obtenido, con ayuda de la tabla 4

Clase de macizo rocoso	Excavación
Roca muy buena I RMR: 81-100	Avances de 3m a sección completa
Roca buena II RMR: 61-80	Avances de 1 a 1,5m a sección completa. Sostenimiento total a 20m del frente
Roca regular III RMR: 41-60	Media sección y banqueo, progresiones de 1,5 a 3,0m en la media sección. Sostenimiento primario después de cada voladura. Sostenimiento completo a 10m del frente.
Roca mala IV RMR: 21-40	Media sección y banqueo, progresiones de 1,0 a 1,5m en la media sección. Hay que instalar los refuerzos conforme el avance, a 10m del frente.
Roca muy mala V RMR: <20	Etapas múltiples. A veces de 0,5 a 1,5m en la media sección. Instalación del sostenimiento a medida que se excava. Hormigón lanzado con la mayor brevedad después de las voladuras

Tabla 4: Calidad del Macizo rocoso según su RMR

Con lo presentado se tiene un macizo II de calidad buena y con avances recomendados de 1 a 1.5 m

### 3.3 Forma de la Sección

En la mina objeto de estudio la forma de la sección transversal empleada es trapezoidal

### 3.4 Dimensión de la sección

Para dimensionar la sección transversal de la mina se tomaron en cuenta varios parámetros como son: transporte, servicios, instalaciones. Estos parámetros y dimensiones se indican en la tabla 5



PARÁMETRO	DIMENSIONES	UNIDADES
Distancia entre bordes internos de rieles	60 – 61	cm
Altura de rieles ( $h_{riel}$ )	80	mm
Largo de durmiente ( $l_{durm}$ )	1080	mm
Altura de durmiente ( $h_{durm}$ )	100	mm
Distancia de seguridad ( $n$ )	250	mm
Distancia de seguridad para personal ( $m$ ) recomendado	750	mm
Ángulo de inclinación	82	°
Altura de locomotora ( $h_{loc}$ )	1500	mm
Distancia al piso ( $d_p$ )	30	mm
Altura desde riel al techo ( $h_{riel-techo}$ )	2100	mm
Ancho móvil mayor ( $B$ )	1100	mm

Tabla 5: Parámetros para el diseño de la sección transversal

Aplicando las siguientes metodologías dadas se obtuvieron las dimensiones de la sección de la mina. La nomenclatura se indica en la figura 13

- Cálculo de la altura total

$$h = h_{riel} + h_{durm} + d_p + h_{riel-techo}$$

$$h = 80 + 100 + 30 + 2100$$

$$h = 2310 \text{ mm} = \mathbf{2,31m}$$

- Cálculo del ancho del piso (**2a**)

$$2a = 2X + n + B + m$$

$$h_1 = h_{\text{dur}} + d_p + h_{\text{loc}} + h_{\text{riel}}$$

$$h_1 = 100 + 30 + 1500 + 80$$

$$h_1 = 1710 \text{ mm} = 1.71 \text{ m}$$

$$X = \frac{h_1}{\tan 82^\circ}$$

$$X = \frac{1710}{\tan 82^\circ}$$

$$\mathbf{X = 240,32mm}$$

$$2a = 2(240,32) + 250 + 1100 + 750$$

$$2a = 2580,64 = \mathbf{2,58m}$$

- Cálculo del ancho del techo ( **$2a_1$** )

$$2a_1 = (B + m + n) - 2X_1$$

$$h - h_1 = 2310 - 1710 = 600$$

$$X_1 = \frac{600}{\tan 82^\circ}$$

$$\mathbf{X_1 = 84,32mm}$$

$$2a_1 = (1100 + 750 + 250) - 2(84,32)$$

$$2a_1 = 1931,35\text{mm} = 1,93\text{m}$$

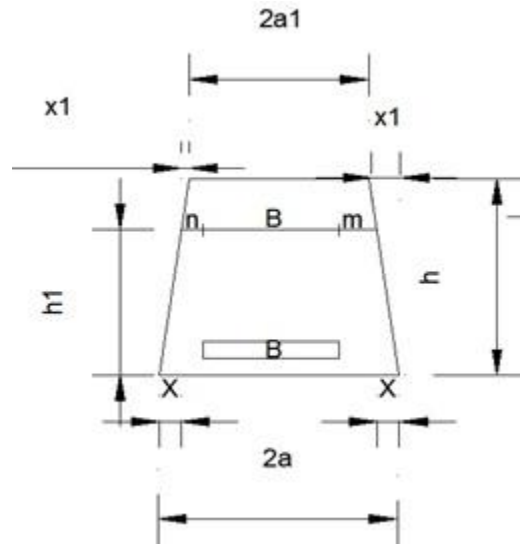


Figura 13: Parámetros para el diseño de la sección

Las dimensiones se resumen en la figura 14

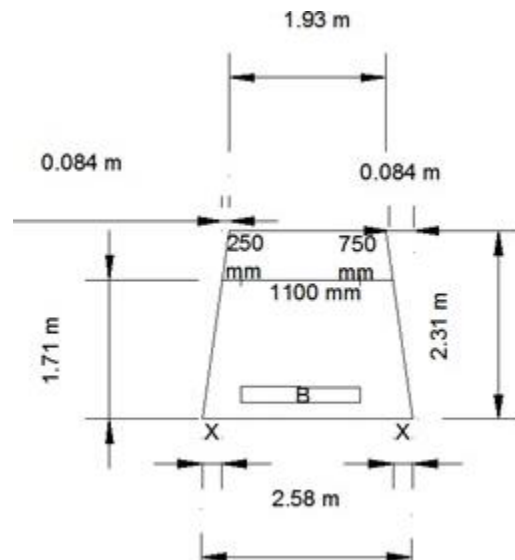


Figura 14: Diseño de la sección

Con lo anterior expuesto se obtiene que la sección trapezoidal tiene  $2.58\text{ m}$  de base mayor,  $1.93\text{ m}$  de base menor y  $2.31\text{ m}$  de altura

### 3.5 Fortificación

Los sistemas de fortificación son variados, existe un sector fortificado con hormigón armado in situ con  $f'c = 300 \text{ kg/cm}^2$ , la losa tiene 15cm de espesor y está apoyada sobre tres columnas de sección de 30x30cm. La distancia entre columnas es de 2m. como se ve en la figura 15.



Figura 15: Fortificación con hormigón armado in situ

También se observan secciones con fortificación de cuadros de metal perfil UPN 80 con espaciamiento de 1 m y hormigón en los pies de los peones para cuidar el acero del agua, mostrada en la figura 16



Figura 16: Sección con fortificación mixta acero y hormigón

Por último se encontraron anclajes ya que en un sector la roca estuvo por ceder y se la detuvo con el empleo de los mismos como se presenta en la figura 17



Figura 17: Fortificación con anclajes

### 3.6 Método de Arranque

Debido a la gran resistencia que presenta la roca, el método de perforación y voladura se hace el más conveniente para lograr la fragmentación adecuada del macizo y dar avance a las labores de extracción Para el efecto se utiliza una

máquina perforadora manual de fabricación china YT-27 y YT-28 conjuntamente con brazos neumáticos que facilitan el trabajo de perforación. Los trabajos de perforación se muestran en la figura 18



Figura 18: Trabajos de perforación  
Fuente: Richard Reza y Cristhian Lara

Este método utiliza la combinación de rotación y percusión generada por el pistón percutor con ayuda del aire comprimido, para facilitar la perforación de la roca, para luego con ayuda del explosivo quebrar la roca.

### **3.7 Organización de trabajo de acuerdo al método de arranque elegido y a las condiciones presentadas**

#### **Ventilación**

En el nivel principal la ventilación se la hace simplemente con el aire natural que entra a la mina ya que no está muy alejado del exterior, los sistemas de ventilación se dan en los otros niveles de la mina

#### **Desagüe**

El agua que se acumula en el nivel principal, la cual es necesaria evacuar para poder continuar con el desarrollo de las labores, proviene principalmente de algunas fisuras, fallas presentes y de los trabajos que se realizan en los niveles superiores, además, los trabajos de perforación y desalojo en las mismas galerías aportan cierta cantidad de agua al caudal total.

El agua es recolectada por una cuneta ubicada a lo largo de cada galería, la misma es transportada por gravedad hacia el pozo de desalojo y acumulada en una primera poza de largo, ancho, y profundidad, 2 m, 1.5 m y 1.5 m



respectivamente, la poza cumple con la función de sedimentar el material sólido que el agua acarrea consigo, el agua pasa por reboce hacia una segunda poza que cumple la misma función de sedimentación de material sólido y acumulación de desperdicios o basuras

## Transporte

El transporte se lo realiza con locomotoras eléctricas que son las encargadas de evacuar el mineral hacia los distintos puntos de almacenamiento. Existe un densímetro para verificar el cargado de las baterías de la misma . Se considera como cargada a una batería cuando la densidad del agua destilada es de  $1,280 \text{ gr/cm}^3$ , y nunca debe ser descargada por debajo del 80%, es decir a una densidad de  $1,175 \text{ gr/cm}^3$ .

Para evacuar el material hacia superficie desde el nivel principal, es necesario utilizar una Locomotora que posee 2 motores que funcionan con 44 voltios cada uno y esa energía es proporcionada por una batería de 88 voltios presentada en la figura 19



Figura 19: Batería de 88 voltios

Esta locomotora eléctrica tiene la capacidad de halar 15 vagones de 1,5 toneladas cada uno, realizando 4 a 5 viajes por turno. La locomotora utilizada se indica en la figura 20:





Figura 20: Locomotora eléctrica del nivel principal para transporte

Adicional a estas locomotoras, para el transporte de personal al interior de la mina, se tiene una locomotora de 60 voltios. Como se indica en la figura 21



Figura 21: Locomotora eléctrica para transporte de personal

### 3.8 Seguridad

Antes de ingresar a la mina se nos realizó un examen médico en el dispensario de la mina y se nos otorgó todos los equipos necesarios para el ingreso como son

chaleco reflectivo, casco, botas guantes, respiradero, tapones oídos y se pudo comprobar que los mineros también disponían de todos los implementos antes mencionados. Todo esto para evitar accidentes en personas que puedan tener algún problema de salud y que no sean capaces de resistir las condiciones presentadas en la mina. La señalización es buena dentro de la mina, el problema es la falta de puertas para aislar los gases en zonas que se necesite hacerlo

## CAPITULO 4. Propuesta del sistema de laboreo

### 4.1 La ubicación más adecuada para la excavación.

Ya que se trata de una mina de oro es correcto que la mina este ubicada en dirección de la veta de oro con los respectivos cuidados de no pasar por las zonas de fallas para no hacer la excavación inestable. La veta mineralizada tiene una extensión de aproximadamente 1000m en el nivel principal. Con lo que respecta a la potencia de la veta, esta varía en ciertos tramos y puede ir desde 0,20m hasta 0,60m y posee un rumbo N-S. El buzamiento está dirigido hacia el este y su inclinación varía desde 30° a 40°.

### 4.2 Estabilidad del macizo rocoso

Para la estabilidad del macizo rocoso se recogió el índice de calidad RMR estudiado en el nivel principal de la mina como se indicó en el acápite 3.2 Según Bienawski la clasificación de la calidad de la roca con  $RMR=63$  indica una roca “buena” Utilizando el grafico que representa la relación entre la clasificación de Bienawski y la de Lauffer se tiene una roca de tipo B para la clasificación de Lauffer según lo presentado a continuación en la figura 22:

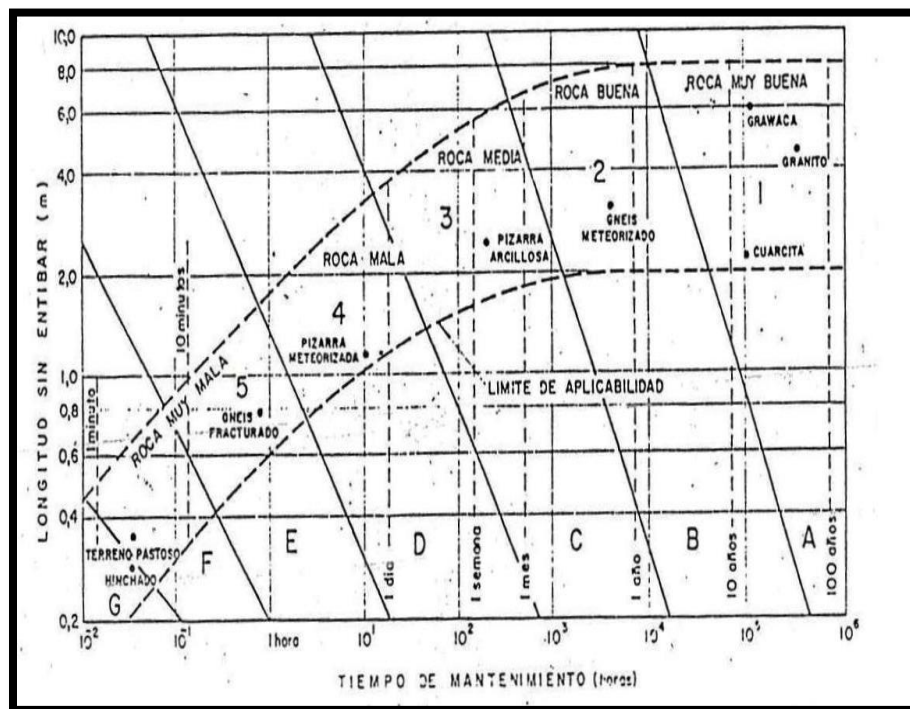


Figura 22: Relación entre la clasificación de Bienawski y Lauffer

### 4.3 Elección de la forma de la sección transversal

Para la elección de la forma de la sección transversal de la excavación se tienen en cuenta importantes factores tales como orientación de los elementos de yacencia, dirección, magnitud del estado tensional actuante, tipo y caudal de agua, propiedades físico-mecánicas de las rocas, entre otras.

Evaluando los aspectos mencionados se puede decir que en la mina existe presión principalmente por el techo de la excavación y en menor medida en el lado que corresponde al buzamiento de la veta por lo que se propone usar la misma forma de la sección transversal empleada actualmente; recomendando prestar atención a las zonas de los vértices que reflejan zonas de alta concentración de tensiones, aspecto relacionado por la forma de la sección transversal existente

### 4.4 Cálculo de la sección transversal de la excavación

Para el cálculo de la sección transversal expuesta se proponen los siguientes parámetros y dimensiones que se detallan en la tabla 6

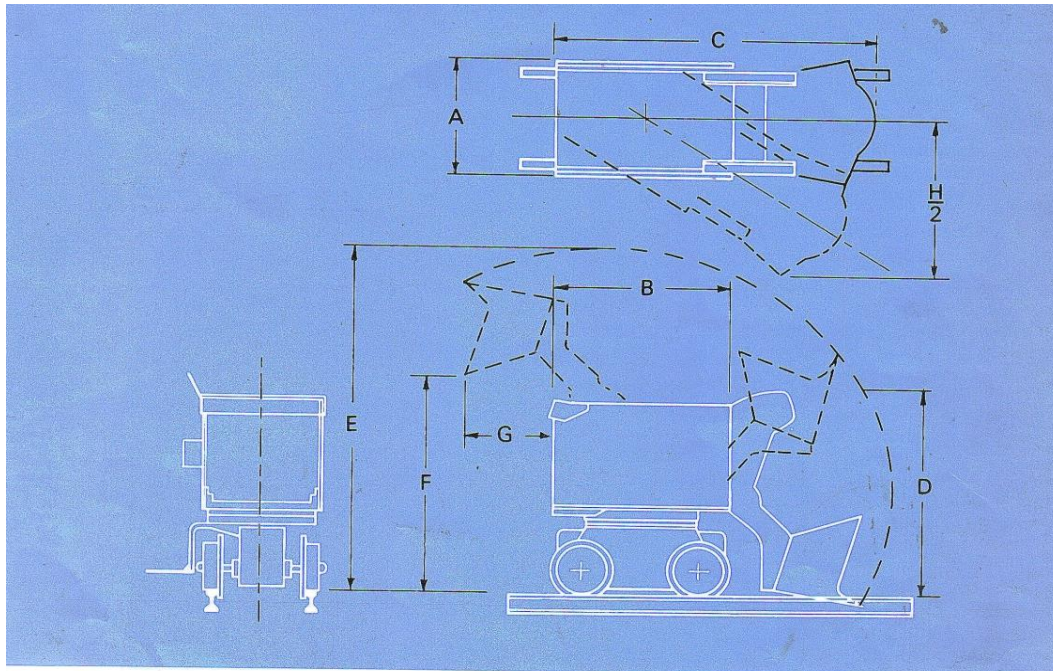
PARÁMETRO	DIMENSIONES	UNIDADES
Distancia de seguridad para personal (n recomendado)	0.75	m.
Ángulo de inclinación ( $\alpha$ )	82	°
Altura del tren desde la cabeza de los rieles (h1 no debe ser menor a 1.9)	1.9	m.
Altura de la capa de basalto hasta la cabeza de los rieles (hr)	0.16	m.
Número de vías (Z)	*1	
Ancho mayor del móvil (A)	**0.85	m.
Altura del vagón desde riel (h1)	1.2	m.
Volumen del vagón	0.65	m <sup>3</sup>

Tabla 6: Parámetros para el dimensionamiento de la sección

\* Se considera una sola vía por las dimensiones de la veta



\*\* Se tomó entre la mayor de los dos móviles que serán usados en la mina: entre el del vagón que es de 0.8 m y el de la cargadora neumática que es de 0.85 m cuyas características técnicas se muestran a continuación en la figura 23



### Specification

	Metric	English
<b>A</b> Overall width (caging)*	851 mm	33½"
Overall operating width*	1067 mm	42"
<b>B</b> Overall length (caging)	1397 mm	55"
<b>C</b> Overall length bucket down	2210–2286 mm	87"–90"
<b>D</b> Overall height bucket down	1422–1549 mm	56"–61"
<b>E</b> Headroom height (depends on car)	2235–2515 mm	88"–99"
<b>F</b> Discharge height of bucket	1321–1727 mm	52"–68"
<b>G</b> Discharge distance behind loader	457–711 mm	18"–28"
<b>H</b> Cleanup range	2286–2489 mm	90"–98"
Cleanup range with side plough	2896–3107 mm	114"–122"
Range of track gauge	457–1219 mm	18"–48"
Air pressure range	4.2–7.0 kg/cm²	60–100 psi
Air hose size	25–32 mm	1"–1¼"
Complete loading cycle, average in seconds	7	7
Bucket capacity	.21–.28 m³	7½–10 ft³
Loading capacity, average	.99–1.41 m³/min	35–50 ft³/min
Motors (air)	2	2
Capacity of car loaded efficiently	.56–2.83 m³	20–100 ft³
Weight, completely assembled	3266 kg	7200 lbs.
Weight, heaviest piece	558 kg	1230 lbs.
Air consumption (201 motors)	8.5 m³/min	300 ft³/min

Width varies according to track gauge.  
Actual widths for specific track gauges on request.

Figura 23: Características técnicas de la cargadora neumática

Primero se calcula el espacio para el paso del personal (n):

$$n = 0.7 + (1.8 - h - h_r) \cot \alpha$$

$$n = 0.7 + (1.8 - 1.2 - 0.16) \cot 82^\circ = 0.76 \text{ m}$$

$$n = 0.76 \text{ m}$$

Existen dos secciones, la que no toma en cuenta el sistema de fortificación y es la sección útil de laboreo y la que si incluye dicho sistema que es la de proyecto, como se presenta a continuación:

### **Sección útil de laboreo:**

#### **Ancho de la excavación (B)**

$$B = m + ZA + n$$

Por lo tanto,

$$B = 0.30 + 1 * 0.85 + 0.76 = 1.91 \text{ m}$$

#### **Ancho de excavación por el techo ( $l_1$ )**

$$l_1 = B - 2(h_1 - h) \cot \alpha$$

$$l_1 = 1.91 - 2 * (1.9 - 1.2) \cot 82 = 1.71 \text{ m}$$

#### **Altura de excavación ( $h_2$ )**

$h_2 = h_1 + h_r = 1.9 + 0.16 = 2.06 \text{ m}$ , pero debido al radio de de la cargadora se toma una altura de 2.5 m. (figura 23)

#### **Ancho de excavación por el piso ( $l_2$ )**

$$l_2 = B + 2(h_1 + h_r) \cot \alpha$$

$$l_2 = 1.91 + 2(1.9 + 0.65) \cot 82 = 2.63 \text{ m}$$

#### **Área de la sección ( $S_1$ )**

$$S_1 = \frac{l_1 + l_2}{2} * h_2$$

$$S_1 = \frac{1.71 + 2.63}{2} * 2.5 = 5.43 \text{ m}^2$$

Todos estos valores se presentan en la figura 24

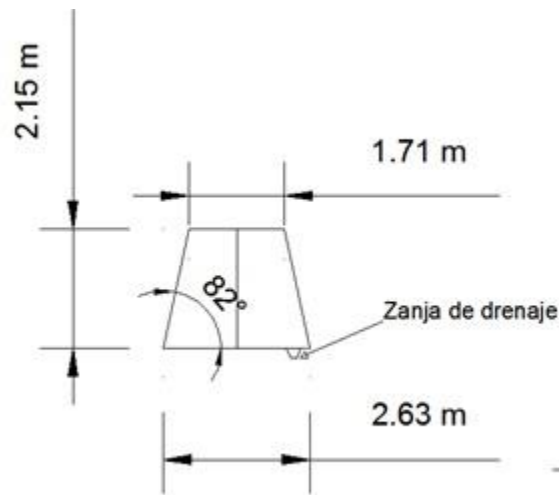


Figura 24: Sección de la Excavación

### Sección del proyecto

El elemento de fortificación tomado en consideración son los marcos de acero ya que los pernos de anclaje no ocupan mayor espacio en la sección. Para lo cual se tienen perfiles UPN 80 cuyas características se muestran en la figura 25

UPN 80			
Dimensiones			
h = 80 mm		Propiedades del perfil	
b = 45 mm		Eje y	Eje z
tf = 8 mm		$I_y = 1.06E+6 \text{ mm}^4$	$I_z = 1.94E+5 \text{ mm}^4$
tw = 6 mm		$W_y = 2.65E+4 \text{ mm}^3$	$W_{z1} = 6350 \text{ mm}^3$
r1 = 8 mm			$W_{z2} = 1.33E+4 \text{ mm}^3$
r2 = 4 mm		$W_{y,pl} = 3.20E+4 \text{ mm}^3$	$W_{z,pl} = 1.21E+4 \text{ mm}^3$
ys = 14.5 mm		$i_y = 31 \text{ mm}$	$i_z = 13.3 \text{ mm}$
ym = 27.1 mm		$S_y = 1.60E+4 \text{ mm}^3$	
d = 46.6 mm		Torsión y pandeo local	
A = 1100 mm <sup>2</sup>		$I_w = 1.70E+8 \text{ mm}^6$	$I_t = 2.19E+4 \text{ mm}^4$
AL = 0.31 m <sup>2</sup> .m <sup>-1</sup>	G = 8.65 kg.m <sup>-1</sup>	$i_w = 9.08 \text{ mm}$	$i_{pc} = 33.7 \text{ mm}$

Figura 25: Características del perfil UPN 80



### **Ancho de excavación por el techo ( $l_3$ )**

$$l_3 = l_1 + 2(d + \delta)$$

Dónde,

$d$  = espesor del sombrero = espesor peon= 0.08 m

$\delta$  = espesor de la separación entre la fortificación y la excavación = 0.2 m

$$l_3 = 1.71 + 2(0.08 + 0.2) = 2.27 \text{ m}$$

### **Ancho de excavación por el piso ( $l_4$ )**

$$l_4 = l_2 + 2(d + \delta)$$

$$l_4 = 2.63 + 2(0.08 + 0.2) = 3.19 \text{ m}$$

### **Altura de la excavación ( $h_4$ )**

$$h_4 = h_2 + d + \delta$$

$$h_4 = 2.5 + 0.08 + 0.20 = 2.78 \text{ m}$$

### **Área de la sección de proyecto para la excavación ( $S_3$ )**

$$S_3 = \frac{l_3 + l_4}{2} * h_4$$

$$S_3 = \frac{2.27 + 3.19}{2} * 2.78 = 7.59 \text{ m}^2$$

Estos resultados se indican en la figura 26

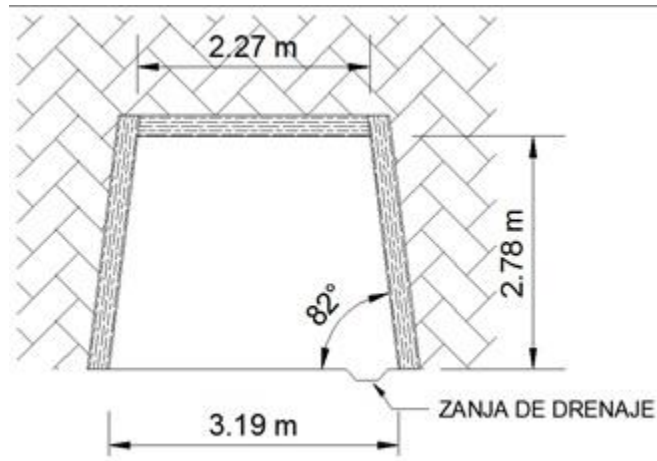


Figura 26: Dimensiones de la sección de proyecto

#### 4.5 Elección del Método de Arranque

Para la elección del método de arranque se tomó en cuenta tanto el índice RMR que es igual a 63, indicado en el acápite 3.2, y el Q de Barton que se lo calculo con la correlación de Bieniawski de 1976 como se muestra a continuación:

$$\text{RMR} = 9 \ln Q + 44$$

$$63 = 9 \ln Q + 44$$

$$Q = 8$$

Para elegir el método de arranque se analizó el criterio de Abdullatif y Crudden que en 1983 relacionaron el índice Q con el RMR para determinar si el arranque se lo debe hacer con excavación manual, escarificación o voladura como se indica en la figura 27

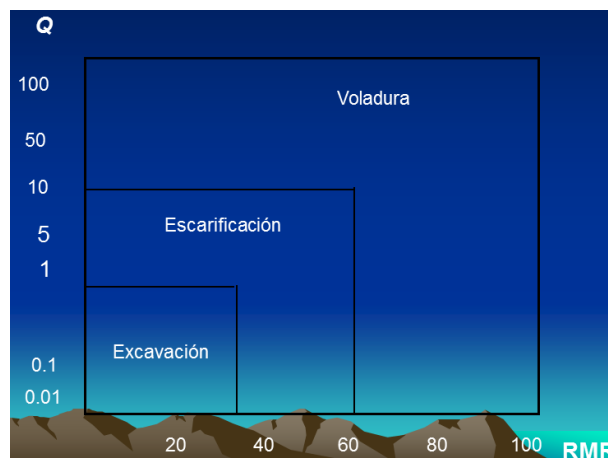


Figura 27: Q vs RMR para elegir el método de arranque según Abdullatif y Crudden

Ya que se tiene un  $RMR = 63$  Y  $Q = 8$  se determina voladura como método de arranque como se indica en la figura 28

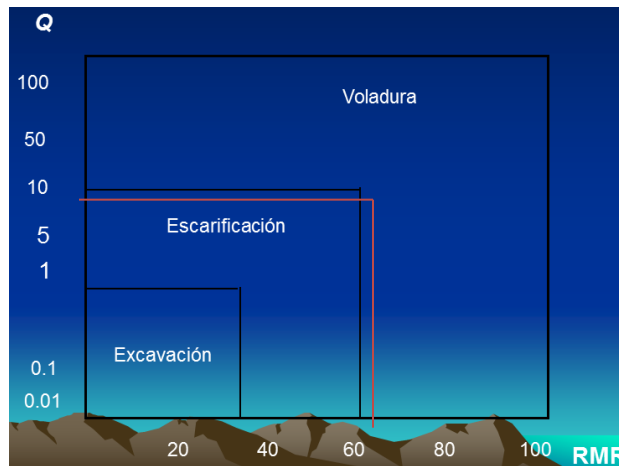


Figura 28: Q vs RMR de la mina SOMILOR para elegir el método de arranque según Abdullatif y Crudden

#### 4.6 Organización de trabajo y elección de equipos de acuerdo al método elegido y a las condiciones presentadas

##### Selección del equipo de perforación:

Para la construcción de túneles y galerías la elección del diámetro de perforación depende básicamente del área de la sección transversal de la excavación. El área de la sección del proyecto es de  $7.59 \text{ m}^2$ , como se mostró en el acápite 4.4 En la tabla 7 se presentan los rangos de diámetro de perforación recomendados para diferentes áreas de sección de excavación

Área de la sección de la excavación, $\text{m}^2$	Diámetro de perforación, mm
Menos de 10	27 – 40
10 – 30	35 – 45
Más de 30	38 – 51

Tabla 7: Elección del diámetro de perforación en función del área de excavación

Fuente: Dr. Ing. José Otaño

Por lo tanto, de la tabla 7 se tiene que el diámetro de perforación está entre 27 a 40 mm. De acuerdo a esto se escogió un diámetro de 30 mm. Para escoger el equipo de perforación se toma en cuenta el diámetro del barreno como se indica en la figura 29

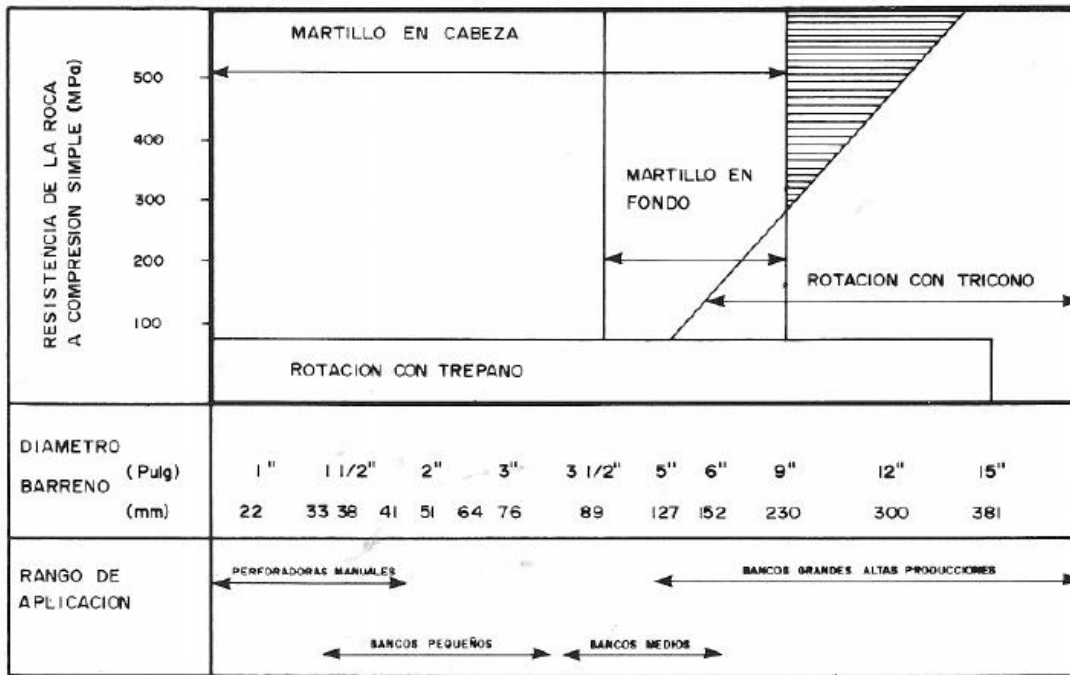


Figura 29: Campos de aplicación de los métodos de perforación en función de la resistencia de las rocas y diámetros de los barrenos

Fuente: Lopez, J. (1994). Manual de Perforación y Voladura de Rocas.

Según la figura 29 se recomienda que para barrenos con diámetros de hasta 41 mm es conveniente utilizar perforadora manual. La perforadora escogida es la BBD 94 DSI de la marca Atlas Copco ya que es adecuada para barrenos de 27 a 41 mm de diámetro, además se utiliza para perforaciones de roca con dureza de baja a alta y es la menos pesada de las de su tipo facilitando así las labores. En la tabla 8 y figura 30 se muestran los datos técnicos de la máquina escogida y su apariencia respectivamente:

Tipo de martillo	Martillo para canteras de bloques
Versión de martillo	Estándar
Peso	28 kg
Longitud	670 mm
Consumo de aire	97 l/s
Frecuencia de impacto	3300 blows/min
Diámetro del pistón	90 mm
Longitud de carrera	45 mm
Escariado de barrenos	76 mm
Diámetro del barreno	27 - 41 mm
Óptima fuerza de avance	1.4 kN
Nivel de vibración 3 ejes (ISO 5349-2)*	15 m/s <sup>2</sup>
Nivel de potencia acústica garantizado, Lw (ISO 15744)*	125 dB(A)
Nivel de presión acústica (ISO 11203)** Lp, r=1m	114 dB(A)
Tamaño de culata (mm)	22x108
Tamaño de culata (pulgadas)	7/8x4 1/4

Tabla 8: Especificaciones técnicas de la máquina perforadora BBD 94 DSI  
Fuente: Atlas Copco



Figura 30: Perforadora BBD 94 DSI  
Fuente: Atlas Copco

La longitud de los barrenos varía entre 1 y 3 metros, en este caso se van a emplear barrenos con 3 metros de longitud,  $l_b = 3 \text{ m}$

El Coeficiente de utilización de los barrenos (k) es la relación entre el avance del frente en una explosión y la profundidad del conjunto de barrenos (arranque y contorno). Este coeficiente normalmente está entre 0,8 y 0,9. (Otaño, J. 2013). En el presente ejercicio se toma  $k = 0.85$ .

$L_a$ = avance por ciclo

$$L_a = l_b * K = 3 * 0.85 = 2.55 \text{ m}$$

Se determina el gasto específico de sustancia explosiva en función de la fortaleza de las rocas y el área de la sección de la excavación mediante la tabla 9:

Coeficiente de fortaleza de las rocas	Gasto específico (kg/m <sup>3</sup> ) en dependencia del área de la sección de la excavación, m <sup>2</sup> , para excavaciones horizontales e inclinadas.					
	4 – 6	7 - 9	10 - 12	13 – 15	16 – 20	+20
20 – 15	2,2	2,2	2,1	2,0	1,9	1,8
14 – 10	1,9	1,8	1,7	1,7	1,6	1,5
9 – 7	1,5	1,4	1,4	1,3	1,2	1,1
6 – 4	1,2	1,1	1,0	1,0	1,0	1,0
3 – 2	1,1	1,0	0,9	0,9	0,9	0,9
< 2	1,0	0,9	0,8	0,8	0,8	0,8

Tabla 9: Gasto específico de sustancia explosiva en función de la fortaleza de las rocas y el área de la sección de excavación  
Fuente: Dr. Ing. José Otaño

Ya que la fortaleza de la roca es de 9.6 se considera como 10 y el área de la sección es 5.43 m<sup>2</sup> se toma  $q = 1.8 \text{ kg/m}^3$  La magnitud de la carga para un ciclo

se calcula a partir del principio de proporcionalidad entre esta y el volumen de roca a fragmentar en el macizo:

$$Q = q V = q S P', \quad \text{kg}$$

Dónde:

**q**= gasto específico de sustancia explosiva= 1.8 kg/m<sup>3</sup>;  
**V**= volumen de roca a fragmentar en el macizo, m<sup>3</sup>;  
**S**= área de la sección transversal = 7.59 m<sup>2</sup>;  
**P'**= profundidad del conjunto de barrenos= La= 2.55 m.

$$Q = 1.8 * 7.59 * 2.55$$

$$Q = 34.84 \text{ kg}$$

### Elección de la sustancia explosiva

La sustancia explosiva seleccionada es la emulsión debido a que viene encartuchada y que tiene una alta densidad con lo cual se evitan problemas causados por la humedad así como por el transporte. La emulsión escogida es la Emulse 720 disponible en Ecuador que tiene las siguientes características técnicas mostradas en la tabla 10:

Tamaño, pulg (Diámetro X Largo)	Peso Cartucho (g. Aprox)	Número de cartuchos por caja (Aprox)	Velocidad de Detonación* m/s (Aprox)	Parámetros	Unidad	Especificación
3" X 16"	2.387	11	5115	Densidad	g/cm <sup>3</sup>	1.13
2 3/4" X 16"	1.935	13	5115	Volumen de Gases	l/kg	842
2 1/2" X 16"	1.476	17	4952	Calor de Explosión	kcal/kg	992
2 1/4" X 16"	1.320	19	4952	Potencial	kJ/kg	4150
2" X 16"	1.025	25	4952	Ensanchamiento de Trauzl	cm <sup>3</sup> /10g	315
1 1/2" X 16"	500	50	4715	Poder rompedor, Método HESS	mm	23.2
1 1/4" X 16"	445	56	4715	Resistencia al agua	días	180
1 1/8" X 16"	330	76	4715	Vida útil	meses	6
1 1/2" X 24"	678	37	4715			
1 1/4" X 24"	668	38	4715			

Tabla 10: Características técnicas de Emulse 720

### Calculo del número de barrenos (N)

$$N = 12.7 \frac{q * S}{\gamma d_c^2 \rho}$$

Dónde:



$q$  = gasto específico de sustancia explosiva= 1.8 kg/m<sup>3</sup>  
 $S$  = área de la sección transversal= 7.59 m<sup>2</sup>;  
 $dc$  = diámetro de los cartuchos= 3 cm;  
 $\rho$  = densidad de la sustancia explosiva en los cartuchos, 1.13 g/cm<sup>3</sup>;  
 $\gamma$  = coeficiente de cargas de los barrenos.

El coeficiente de carga de los barrenos es la relación que existe entre la longitud de la carga en el barreno y la longitud total del barreno, se toma de acuerdo con la fortaleza de la roca y el diámetro de barreno como se presenta en la tabla 11

Diámetro de los cartuchos, mm	Coeficiente de llenado para coeficiente de fortaleza f	
	Hasta 9	10 – 20
24 – 28	0,35 -0,70	0,75 – 0,85
32 – 45	0,30 – 0,60	0,60 – 0, 80

Tabla 11: Coeficiente de cargas de los barrenos para un diámetro y fortaleza dadas  
Fuente: Dr. Ing. José Otaño

Para un coeficiente de fortaleza = 10 y un diámetro de 30 mm, se toma un coeficiente de llenado de 0.60.

Con los valores descritos se calcula el número de barrenos:

$$N = 12.7 \frac{1.8 * 7.59}{0.6 * 3^2 * 1.13}$$

$$N = 29$$

## Ventilación

La ventilación natural es muy cambiante, depende de la época del año, incluso, en algunos casos, de la noche y el día. Dado que, la ventilación natural es un fenómeno de naturaleza inestable y fluctuante, en ninguna faena subterránea moderna debe utilizarse como un medio único y confiable para ventilar sus operaciones. (Rodríguez, B. y García, F. 2012).

Es por ello que se calcularan los parámetros de ventilación. Existen tres parámetros para determinar la cantidad de aire necesario en las labores, estos son: por el número de personas, por la maquinaria utilizada y por la cantidad de explosivo utilizado en las voladuras.

Previo a este proceso, se debe determinar el grado de peligrosidad existente en la mina, sin embargo existen diferentes condiciones en los sectores de la mina por lo

que el valor optado será el que corresponde para la zona de estudio. Existen tres categorías:

- I) Bajo contenido de gases.-  $1\text{ m}^3$  aire/ton extraída
  - II) Mediano contenido de gases.- (minerales sulfurosos + agua subterránea)  $1,25\text{ m}^3$  aire/ton extraída.
  - III) Alto contenido de gases (minería de carbón).-  $1,5\text{ m}^3$  aire/ton extraída.
- Según los resultados del mapeo geológico-geotécnico, el sector en estudio está en la categoría II, es decir,  $K_p = 1,25$

#### Por el número de personas:

Existen recomendaciones de flujo de aire por persona en función de la altitud a la que se encuentra el estudio. De tal manera, el caudal requerido por persona para los respectivos cálculos será de  $3\text{ m}^3/\text{min}$ , de acuerdo a la tabla 12.

El número de personas varía de acuerdo a los sectores de trabajo. Generalmente a diario ingresan 117 personas a la mina de los cuales 30 laboran en la de la zona en estudio.

El caudal necesario en función de la cantidad de personas está dado por:

$$Q_t = q_t * n * K_p$$

Dónde:

**$q_t$** = flujo de aire por persona ( $\text{m}^3/\text{min}$ )

**$n$** = número de personas que laboran en el sector

**$K_p$** = grado de peligrosidad de la mina.

Por lo tanto:

$$Q_t = 3 * 30 * 1,25$$

$$Q_t = 112,5 \frac{\text{m}^3}{\text{min}} = 1,875 \frac{\text{m}^3}{\text{s}}$$

ALTURA (msnm)	FLUJO DE AIRE (m <sup>3</sup> /min)
De 0 a 1500	3,0
De 1501 a 3000	4,2
De 3001 a 4000	5,1
De 4001 a 5000	6,0

Tabla 12: Flujo de aire requerido por persona con respecto a la altitud del proyecto  
Fuente: Richard Reza y Cristhian Lara

### Por la cantidad de sustancia explosiva

Otra función del aire es diluir los gases producidos por los explosivos después de la voladura, y esta cantidad de aire se determina por la siguiente fórmula:

$$Q = \frac{2,25 * S_1}{60 * t} \sqrt{\frac{k * q_{ce} * b * L^2}{S_1}}$$

Dónde:

**S<sub>1</sub>**= Área de la sección = 5.43 (m<sup>2</sup>)

**t.**=Tiempo de demora de la ventilación= 30 (min)

**k.**=Coeficiente que toma en cuenta la saturación de agua en la mina;

**k = 0,8** para galerías secas

**k = 0,6** para galerías saturadas

Ya que la zona de estudio se encuentra saturada se toma K= 0.6

**q<sub>ce</sub>** = Cantidad de explosivos volados en un ciclo= 16.62 (Kg)

**b**=Volumen de gases generado por cada kg de explosivo

**b = 40 l/Kg** cuando se vuela en macizos

**L**=Longitud de la galería (m)

Ya que en el nivel principal existe una división en Y se tomaran en cuenta dos longitudes como se muestra en la figura 31:

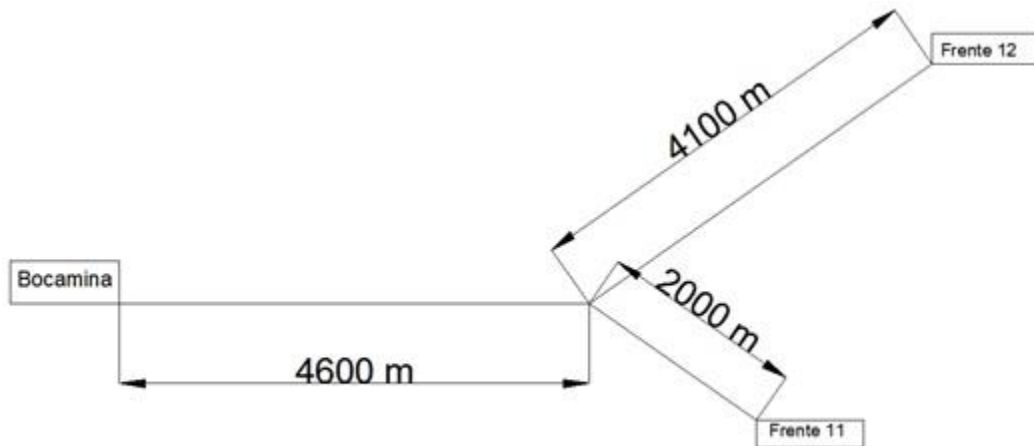


Figura 31: Esquema del nivel principal de la mina SOMILOR S.A.

Como se aprecia en la figura 31 existen tres tramos: de 4600, 4100 y 2000; ya que los tramos son muy grandes el cálculo llevaría a potencias muy elevadas del ventilador por lo que se subdividirán en tramos de 1900 m dando 6 ventiladores

$L = 1900 \text{ m}$

$$Q = \frac{2,25 * 5,43}{60 * 30} \sqrt{\frac{0,6 * 16,62 * 40 * 1900^2}{5,43}}$$

$$Q_2 = 110.53 \text{ m}^3/\text{min}$$

### Por la maquinaria utilizada

La cantidad de aire necesaria por este parámetro no será calculada ya que en la mina no existen equipos de combustión interna. Las locomotoras usadas son eléctricas y no como antiguamente que eran de funcionamiento mecánico con gas butano.

Al comparar los valores de caudales necesarios para número de personas presentes en el frente, por la cantidad de explosivos necesarios y por la maquinaria utilizada, el valor más alto es el calculado por el número de personas que es igual a  $112.5 \text{ m}^3/\text{min} = 1.875 \text{ m}^3/\text{seg}$

### **Cálculo del diámetro de la tubería a utilizarse ( $d_t$ )**

Según varios autores para gases y vapores la velocidad optima de aire por la manga de ventilación es de 5-10 m/s. Ya que la sección es pequeña se tomara el valor más bajo recomendado para la velocidad es decir 5 m/s. Utilizando la ecuación de continuidad se tiene  $Q = VA$ ,  $A = Q/V$

$A = 1.875/5 = 0.375 \text{ m}^2$  Usando sección circular para la manga de ventilación se tiene:

$$A = \pi \cdot d_t^2 / 4$$

$$d_t = 0.83 \text{ m}$$

Se toma  $d_t = 0.9 \text{ m}$

### **Producción del aire del ventilador tomando en cuenta fugas ( $Q_v$ )**

Se calcula la cantidad de aire necesario tomando en cuenta las fugas que pueden producirse a lo largo del conducto. Se calcula con la siguiente fórmula:

$$Q_v = Q_p^{\max} * \left( 1 + 0,065 * \frac{L}{100} \right)$$

$$Q_v = 112,5 * \left( 1 + 0,065 * \frac{1900}{100} \right)$$

**0,065** = Porcentaje de pérdida de aire por cada 100 metros de largo de la manga

$$Q_v = 251.44 \frac{\text{m}^3}{\text{min}}$$

$$Q_v = 4.19 \frac{\text{m}^3}{\text{s}}$$

### **Depresión del ventilador ( $h_v$ )**

Las pérdidas de aire en la manga se reflejan en el cálculo de la depresión, la cual se encuentra con la siguiente fórmula:

$$h_v = R * (Q_v)^2$$

**R = Resistencia aerodinámica de la teoría**

$$R = 6,5 * \alpha * \frac{L}{(d_t)^5}$$

$\alpha$  – Coeficiente de resistencia aerodinámica de la tubería ( $\text{Ns}^2/\text{m}^3$ ), para la tubería de material tipo caucho:

$$\alpha = (0,00015 - 0,00025)$$

$$R = 6,5 * \alpha * \frac{L}{(d_t)^5}$$

$$R = 6,5 * 0,000175 * \frac{1900}{(0,90)^5}$$

$$R = 3.66$$

$$h_v = 3.66 * (4.19)^2$$

$$h_v = 64.26 \text{ Pa}$$

### **Potencia del motor del ventilador**

La potencia del motor del ventilador a utilizarse, se calcula utilizando la siguiente fórmula:

$$W = \frac{1.05 * Q_v * h_v}{1.02 * \psi * 0.746} \rightarrow (\text{HP})$$

Donde:

**$Q_v$ .**=Caudal necesario tomando en cuenta las fugas, ( $\text{m}^3/\text{s}$ )

$h_v$  = Depresión del ventilador (Pa)

$\Psi$  = Coeficiente de trabajo productivo (0,75)

**0,746** = Relación entre Kilowattios y HP

$$W = \frac{1.05 * 4.19 * 64.26}{1.02 * 0.75 * 0.746}$$

$$W = 495.39 \text{ HP}$$

### Elección del ventilador

Tomando como referencia el dato de la potencia calculada (495.39 HP) se eligen los ventiladores necesarios. Revisando catálogos de fabricantes de motores y ventiladores, en el mercado podemos encontrar motores que se aproximan a la potencia requerida. Se elige un motor de 500 HP para poder manejar un margen de error.

Es decir resumiendo se utilizarán 6 ventiladores de 500 HP colocados cada 1900 m

### CICLO DE TRABAJO

La longitud de los barrenos varía entre 1 y 3 metros, en este caso se van a emplear barrenos con 3 metros de longitud

El Coeficiente de utilización de los barrenos (k) es la relación entre el avance del frente en una explosión y la profundidad del conjunto de barrenos (arranque y contorno). Este coeficiente normalmente está entre 0,8 y 0,9. (Otaño, J. 2013). En el presente ejercicio se toma  $k = 0.85$ .

### Avance por ciclo

$$L_a = l_b * K = 3 * 0.85 = 2.55 \text{ m}$$

### Volumen de roca a arrancar por ciclo

$$V = S_L * L_a = 5.43 * 2.55 = 13.85 \text{ m}^3$$

Donde  $S_L$  = Área de la sección transversal



**Volumen de roca a transportar** Ya que la roca es una Andesita y cuya dureza típica es blanda se debe tomar un factor de esponjamiento de 1.25 a 1.4 según la tabla 11:

Tipo de suelo	B
Roca dura (volada)	1,50 – 2,00
Roca mediana (volada)	1,40 – 1,80
<b>Roca blanda (volada)</b>	<b>1,25 – 1,40</b>
Grava, compacta	1,35
Grava, suelta	1,10
Arena, compacta	1,25 – 1,35
Arena, mediana a dura	1,15 – 1,25
Arena, blanda	1,05 – 1,15
Limos, recién	1,00 – 1,10
Limos, consolidados	1,10 – 1,40
Arcillas, muy duras	1,15 – 1,25
Arcillas, medianas a	1,10 – 1,15
Arcillas, blandas	1,00 – 1,10
Mezclas de	1,15 – 1,35

Tabla 13: Factor de esponjamiento  
Fuente: Materiales de construcción

Según lo anterior se toma un factor de esponjamiento de 1.3 con lo que se tiene

$$V = 1.3 * 13.85 \approx 18 \text{ m}^3$$

### Número de vagones a emplear

$$n = \frac{\text{Volumen a transportar}}{\text{Volumen de un vagón}} = \frac{18 \text{ m}^3}{0.65 \text{ m}^3} = 27.69 \approx 28 \text{ vagones}$$

#### 4.7 Ciclograma de Trabajo:

Se emplea una brigada de cinco personas para el laboreo de la excavación, conformada de la siguiente manera como indica la tabla 14:

Categoría de minero	Número de mineros
A	1
B	2
C	2
Total	5

Tabla 14: Categoría y número de mineros para cada ciclo de trabajo

Si se supone que se adopta una organización sucesiva de los trabajos y el tiempo de instalación de la fortificación permanente íntegramente, se considera dentro del ciclo de trabajo, entonces el tiempo  $T_c$  de duración del ciclo, en forma simplificada, se puede determinar por:

$$T_c = T_1 + T_2 + T_3 + T_4 + T_5 + T_6$$

Siendo:

$T_1$  : tiempo de perforación, min

$T_2$  : tiempo de carga del barreno con sustancia explosiva, min

$T_3$  : tiempo de ventilación, min

$T_4$  : tiempo de saneamiento, min

$T_5$  : tiempo de carga de la roca, min

$T_6$  : tiempo para la instalación de la fortificación permanente, MIN.

Cada uno de los tiempos antes señalados se determina como sigue:

$$T_1 = \frac{N \cdot t'}{n_o}$$

Siendo:

**N**= número de barrenos = 25

**t'**: tiempo para la carga de un barreno, como norma oscila de 2.5 a 3.0 minutos por barreno.

**n<sub>o</sub>**: número de trabajadores que se ocupan de esta operación.

$$T_1 = \frac{25 \cdot 2.5}{2} = 32 \text{ minutos}$$

$$T_2 = \frac{N \cdot \ell_b}{n_p \cdot V_p}$$

Siendo:

**N**= número de barrenos= 25

**ℓ<sub>b</sub>**: profundidad de los barrenos = 3 m

**n<sub>p</sub>**: número de máquinas perforadoras= 2

**V<sub>p</sub>**: velocidad normada de la perforación. Dependen del tipo de perforadora= 11 m/h para la BBD 94 DSI .

$$T_2 = \frac{25 \cdot 3}{2 \cdot 11} = 3.41 \text{ horas} = 205 \text{ minutos}$$

**T<sub>3</sub>**: tipo de ventilación del frente, después de la explosión; se toma como norma de 20 a 30 minutos. En este caso se toma conservadoramente 30 minutos

**T<sub>4</sub>**: tiempo para el saneamiento del frente, oscila de 15 a 20 minutos. Se considera 20 minutos

$$T_5 = \frac{S_L \cdot \ell_b}{n_c \cdot P_c}$$

Siendo:

**S<sub>L</sub>**= área de proyecto= 7.59 m<sup>2</sup>

**n<sub>c</sub>**= número de máquinas cargadora que se usan = 1

**P<sub>c</sub>**=productividad normada de la maquina cargadora empleada. Depende del tipo de maquina cargadora usada. Para el presente caso la productividad es de 59.4-

84.6 m<sup>3</sup>/h como se indicó en la figura 23, se toma una productividad igual a 60 m<sup>3</sup>/h

$$T_5 = \frac{7.59 \cdot 3}{1 \cdot 60} = 0.38 \text{ horas} = 23 \text{ minutos}$$

$$T_6 = \frac{\ell_b}{n_{f1} \cdot n_{f2}}$$

Siendo:

$n_{f1}$ : Número de obreros que labora en la fortificación = 2

$n_{f2}$ : Norma para los trabajos de fortificación, depende del tipo de fortificación y de la forma en que ella se instala, entre otros factores= 1.8 para el presente caso

$$T_6 = \frac{3}{2 \cdot 1.8} = 0.83 \text{ horas} = 50 \text{ minutos}$$

Con todos los tiempos calculados se procede a determinar el tiempo para cada ciclo de trabajo como se presenta a continuación:

$$T_c = 32 + 205 + 30 + 20 + 23 + 50 = 360 \text{ minutos}$$

Es decir cada ciclo de trabajo dura 6 horas, el ciclograma se resume en la tabla 15

CICLOGRAMA DE TRABAJO (minutos)													
ID	Actividad	30	60	90	120	150	180	210	240	270	300	330	360
1	Perforación	A, B2 y C1											
2	Carga de los barrenos con sustancia explosiva		A y B1										
3	Ventilación												
4	Saneamiento										B2,C 1y C2		
5	Carga de la roca											B1 , C1 y C2	
6	Fortificación permanente												B1 y B2

Tabla 15: Ciclograma de trabajo

Nota: Los trabajadores que no se encuentran en actividad para cada intervalo realizan las operaciones auxiliares como iluminación, colocación de rieles, construcción zanja de desagüe, etc.

## CONCLUSIONES

1. Se lograron obtener y determinar satisfactoriamente las características geomecánicas del macizo rocoso catalogándolo como calidad de “bueno”
2. Se evaluó el sistema de laboreo empleado actualmente en el nivel principal de la mina. Se demostró que varios parámetros utilizados dentro del sistema de laboreo de la mina son los correctos así como se recomienda ciertos cambios como es el caso de las dimensiones de la sección transversal, la ventilación y cambio de máquina para las perforaciones en los trabajos de voladura como se indican más adelante en las recomendaciones
3. Por último se propuso un ciclograma de trabajo para las operaciones de voladura, ya que no se cuenta con uno pudiendo provocar accidentes o retrasos en la producción del trabajo

## RECOMENDACIONES

Comparando el sistema de laboreo empleado y el propuesto se llegó a las siguientes recomendaciones

- Se recomienda cambiar las dimensiones de la sección de 2.58 m de base mayor a 2.63 m, y de 1.93 m de base menor a 1.71 m y de 2.31 m de altura a 2.15 m
- Se sugiere realizar perforaciones de 30 mm de diámetro
- Se recomienda cambiar las máquinas perforadoras de las YT-27 YT-28 a una sola siendo la BBD 94 DSI
- Se sugiere utilizar el ciclograma de trabajo propuesto para las operaciones de laboreo
- Por último se recomienda realizar investigaciones y estudios mas profundos acerca de la perforación mediante plasma que ofrece menores costos y menores impactos ambientales

## BIBLIOGRAFIA

Blanco, R. (2013). Calidad del Macizo Rocoso. [diapositiva]. Cuenca, Ecuador: Universidad de Cuenca, 130 diapositivas

Blanco, R. (2013). Fortificación de Ancas. [diapositiva]. Cuenca, Ecuador: Universidad de Cuenca, 71 diapositivas

Callejas, E., Rosso, H. y Herrera, A. (2011). Guía metodológica para la elaboración de la tesis de grado. La Paz, Bolivia: Universidad Mayor De San Andrés

Ecuador, Agencia de Regulación y Control Minero (2012). Informe semestral de producción de minerales metálicos, Ing. Vicente Encalada. Azuay: Autor

Hernández, E. (2006). Cómo escribir una tesis. Escuela Nacional de Salud Pública Jaque Mate (Productor) y Cuellar Hernán (Director). (2009). La Minería En El Ecuador [Documental]. Quito, Ecuador

Lopez, J. (1994). Manual de Perforación y Voladura de Rocas. España: Instituto Tecnológico GeoMinero de España

Materiales. Construcción (2011, 4 de julio). Ensayos fundamentales para la construcción.

México, Atlas Copco (2013).Manual de productos

National Geographic (Productor). (2009). Tautona La ciudad de oro La mina más profunda del mundo [Documental]

Noa, R. (2003). Indicaciones metodológicas para la elección del método de arranque de las rocas durante el laboreo de excavaciones subterráneas horizontales de pequeña y mediana sección en cuba oriental. Tesis Doctoral, Instituto Superior Minero Metalúrgico de Moa, Cuba

Noa, R. (2013). Clase I Laboreo de Excavaciones Subterráneas. [diapositiva]. Cuenca, Ecuador: Universidad de Cuenca, 34 diapositivas

Noa, R. (2013). Clase II Laboreo de Excavaciones Subterráneas. [diapositiva]. Cuenca, Ecuador: Universidad de Cuenca, 15 diapositivas

Noa, R. (2013). Clase III Laboreo de Excavaciones Subterráneas. [diapositiva]. Cuenca, Ecuador: Universidad de Cuenca, 27 diapositivas



Otaño, J. (2013). Clase Criterios De Selección Básicos De Los Equipos De Perforación. [archivo de Word]. Cuenca, Ecuador: Universidad de Cuenca, 1 hoja

Otaño, J. (2013). Clase De Voladuras. [archivo de Word]. Cuenca, Ecuador: Universidad de Cuenca, 215 hojas

Plá, F. y Herrera, J. (2002). Curso de Laboreo I. Madrid, España: Universidad Politécnica de Madrid.

Plá, F., Herrera, J. y López, M. (2002). Curso de Laboreo II y Explosivos. Madrid, España: Universidad Politécnica de Madrid.

Reza, R. y Lara, C. (2010). Caracterización geomecánica del macizo rocoso para el diseño de las labores mineras e implementación de un sistema de fortificación en el 5to nivel de producción de la empresa minera SOMILOR S.A. Tesis de grado previa a la obtención del título de Ingeniería en Minas, Escuela de Ingeniería en Minas, Universidad Central del Ecuador, Quito, Ecuador

Rodríguez, B. y García, F. (2012). Aplicaciones de Sistemas de Control en Minas Subterráneas. Colombia: Universidad de Pamplona